



СИБИРСКИЙ
ФЕДЕРАЛЬНЫЙ
УНИВЕРСИТЕТ

SIBERIAN
FEDERAL
UNIVERSITY

Технология обогащения полезных ископаемых

● Конспект лекций

Красноярск
СФУ
2011

ОГЛАВЛЕНИЕ

Лекция 1.....	3
Лекция 2.....	15
Лекция 3.....	29
Лекция 4.....	40
Лекция 5.....	48
Лекция 6.....	56
Лекция 7.....	63
Лекция 8.....	71
Лекция 9.....	76
Лекция 10.....	89
Лекция 11.....	101
Лекция 12.....	114
Лекция 13.....	127
Лекция 14.....	136
Лекция 15.....	151
Лекция 16.....	165
Лекция 17.....	179
Лекция 18.....	192
Лекция 19.....	204
Лекция 20.....	220
Лекция 21.....	234
Лекция 22.....	250
Лекция 23.....	272
Лекция 24.....	280
Лекция 25.....	287
Лекция 26.....	294
Лекция 27.....	300
Лекция 28.....	310
Лекция 29.....	316
Лекция 30.....	324
Лекция 31.....	333
Лекция 32.....	341
Лекция 33.....	346
Лекция 34.....	349
ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ.....	355
БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК.....	372

Модуль 1. ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИХ ПОЛЕЗНЫХ ИСКОПАЕМЫХ

Лекция 1

План лекции:

1. Введение [3-8, 45с1-10]
2. Использование угля[10 с362-365, 45 с10-12]
3. Происхождение каменного угля и его месторождения[45 с12-18]
4. Состав каменных углей и вредные примеси[45 с8-20]
5. Свойства и классификация углей[10 с368-372, 45 с20-23]

Введение

В последние годы минерально-сырьевой комплекс Российской Федерации обеспечивает около 33 % ВВП и 60 % доходов федерального бюджета. Более половины валютных поступлений Россия получает за счет экспорта первичного минерального сырья, прежде всего нефти и природного газа.

В недрах Российской Федерации заключена значительная часть мировых разведанных запасов важнейших видов полезных ископаемых (алмазов, никеля, природного газа, палладия, нефти, углей, золота и серебра). Численность населения России составляет лишь 2,6 % общей численности населения Земли, однако наша страна обеспечивает более половины мировой добычи палладия, четверть никеля, природного газа и алмазов, свыше 10 % нефти и платины.

Добыча и переработка полезных ископаемых составляет основу экономики всех наиболее благополучных субъектов Российской Федерации. Во многих окраинных регионах России добывающие предприятия являются градообразующими и, включая обслуживающие организации, обеспечивают до 75 % рабочих мест. Нефть, природный газ, уголь, черные, цветные и благородные металлы, алмазы обеспечивают стабильную социально-экономическую обстановку в регионах севера европейской части России, Урала, Западной Сибири, Кузбасса, Норильского горнопромышленного узла, Восточной Сибири и Дальнего Востока.

Суммарный ежегодный объем производства основных видов минерального сырья в России составляет около 130 млрд дол. (в мировых ценах).

Объемы и совокупная стоимость минерального сырья, извлекаемого из недр России, в период 1991–1998 гг. существенно сократились

по сравнению с советским периодом, но в течение последних четырех лет наблюдается их непрерывный и существенный рост. По общей стоимости добытых из недр полезных ископаемых Россия стабильно занимает второе место в мире. По объемам поставок минерального сырья на мировые рынки (свыше 50 млрд дол.) Россия незначительно отстает от Саудовской Аравии. Таким образом, Россия является одним из крупнейших мировых производителей и экспортеров минерального сырья, а ее минерально-сырьевая база является важным резервом обеспечения жизнедеятельности человечества в будущем.

Перспективы дальнейшего наращивания добычи полезных ископаемых в России во многом определяются состоянием ее минерально-сырьевой базы: количеством, качеством и географическим распределением пригодных к рентабельной отработке запасов минерального сырья, а также возможностью их воспроизводства за счет прогнозных ресурсов.

Прогнозируемые объемы производства угля в 2010 г. составили 335 млн т, в 2020 г. – 440 млн т; алмазов в 2010 г. – 2 300 млн т, в 2020 г. – 3 000 млн дол. США; фосфатных руд в 2010 г. – 4 400 тыс. т, в 2020 г. – 7 000 тыс. т P_2O_5 ; калийных солей в 2010 г. – 5 500 тыс. т, в 2020 г. – 6 650 тыс. т K_2O [1–8].

Целью данного курса является подготовка специалистов, обладающих знаниями в области технологии обогащения и комплексной переработки полезных ископаемых.

1. ТЕХНОЛОГИЯ УГЛЯ

В недрах СНГ находится более половины мировых запасов угля, однако распределение их по территории далеко не равномерное. Около 73 % разведанных запасов сосредоточено в восточных районах [3–8].

До 1917 г. Россия имела слабую, технически отсталую угольную промышленность. Несмотря на огромные запасы угля, его добывалось в 17 раз меньше, чем в США, что составляло лишь 2,5 % мировой добычи. Основной угольной базой являлся Донецкий бассейн, на долю которого приходилось 87 % добываемой продукции. Угля не хватало, значительное количество его импортировалось.

Запасы углей по странам приведены в табл. 1.1, потребление угля – в табл. 1.2, объемы экспорта – в табл. 1.3.

Таблица 1.1

Мировые запасы угля на начало 2001 г., млн т

Континенты страны	Запасы всех типов угля		Антрацит и каменный уголь		Бурый уголь	
	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные	общие	в том числе подтвер- жденные
Европа	819 592	352 629	587 472	147 545	232 120	205 084
Россия	221 300	157 010	110 000	49 088	111 300	107 922
Америка	1 163 356	282 628	708 501	128 137	454 855	154 491
Канада	129 700	6 578	114 360	3 471	15 340	3 107
США	979 120	249 994	568 250	115 891	410 870	134 103
Азия	1 303 249	254 432	1 112 902	181 398	190 347	73 034
Африка	81 373	56 120	81 183	55 930	190	190
Китай	986 300	114 500	858 080	62 200	128 220	52 300
Япония	4 388	773	4 238	773	150	—
Мир в целом	4 210 114	1 028 475	3 128 175	55 5597	1 081 939	472 878

Таблица 1.2

Прогноз мирового потребления угля на период до 2020 г., млн т

Регионы мира	Год					
	1995	2000	2005	2010	2015	2020
Всего	4 644,9	4 909,8	5 367,0	5 788,8	6 209,8	6 865,7
Северная Америка	919,0	1 057,8	1 085,0	1 121,3	1 175,7	1 239,2
Западная Европа	550,8	510,8	478,1	457,2	436,4	409,1
Промышленно разви- тые страны Азии	233,2	235,0	261,3	264,0	268,5	272,2
Восточная Европа / бывший СССР	847,3	732,1	732,1	686,8	632,3	564,3
Развивающиеся страны	2 094,7	2 374,1	2 810,5	3 259,6	3 696,8	4 380,9

Таблица 1.3

Мировые объемы экспорта угля в 2001 г., млн т

Страна	Энергетический уголь	Коксующийся уголь	Всего
Австралия	86,658	105,757	192,415
Китай	79,418*	11,47	90,888
Индонезия	—	—	64,053
ЮАР	63,781**	—	63,781
США	20,948	23,409	44,357
Колумбия	—	—	37,098
Канада	2,941	25,613	28,555
Польша	19,208	3,018	22,226
Венесуэла	—	—	8,100

*Включая 7,650 т антрацита.

**Включая 1,515 т антрацита.

Источник: McCloskey's Big Coal Book.

Основными импортерами выступают страны Западной Европы (около 160 млн т) и АТР (более 200 млн т, в т.ч. Япония – 130 млн т, Южная Корея – около 50 млн т и Тайвань – около 20 млн т).

Ведущими экспортерами являются Австралия, США, Колумбия, Венесуэла, Индонезия, Канада, Китай, Польша и Россия. Поставками из этих государств обеспечивается более 90 % мировых импортных потребностей.

За последние 25 лет объемы добычи угля в мире возросли на 49 %.

По итогам 2002 г. Россия заняла 5 место в мире по добыче угля и 6 по экспорту.

Ведущими потребителями угля в Азии и мире по-прежнему останутся Китай и Индия. До 2020 г. на долю Китая и Индии будет приходиться 33 % прироста мирового энергопотребления и 90 % увеличения использования угля в мире.

В Канаде увеличение потребления угля связывают с намечаемым выводом из эксплуатации после 2010 г. значительной части мощностей АЭС, которые будут заменяться угольными ТЭС. В Японии намечено ввести до 2020 г. не менее 10 ГВт мощностей угольных станций нового поколения. Ожидается также заметный прирост потребления в Бразилии и Южной Корее.

При нынешнем уровне потребления угля его разведанных запасов хватит примерно на 200 лет по сравнению с почти 50 годами для газа и 30 годами для нефти.

По сообщению агентства Reuters, цены на энергетический уголь от южноафриканских поставщиков в 2007 г. находились на уровне 85 дол/т FOB.

В развитии угольной промышленности России произошел явный сдвиг добычи угля в восточные районы. Они дают 3/4 угля в стране, характеризуются преобладанием добычи над потреблением. Такие перспективные бассейны, как Тунгусский, Ленский, Таймырский, входят в десятку крупнейших по запасам угля среди бассейнов мира.

1.1. Использование угля

Ископаемый уголь является главным источником энергии для промышленности, транспорта и бытовых целей. Несмотря на успешное и все возрастающее использование гидроресурсов (Красноярская, Новосибирская, Шушенская и др. гидростанции) и атомной энергии (Белоярская, Нововоронежская и др. атомные электростанции), ископаемый уголь все же остается крупнейшим источником получения энергии. Сейчас действует более двух десятков тепловых электростанций мощностью свыше 1 млн кВт, начато строительство электростанций мощностью до 4 и более млн кВт. За счет строительства мощных энергетических блоков, широкого освоения высоких и сверхкритических параметров пара, усовершенствования агрегатов, тепловых схем расходы условного топлива сократятся на 11–14 %.

В России работает несколько промышленных атомных электростанций. Первая в мире атомная электростанция пущена в СССР в 1954 г., однако использование атомной энергии сыграет большую роль в будущем, а в настоящее время ископаемый уголь имеет большое значение в мировом энергетическом балансе.

Каменный уголь служит сырьем для многих отраслей промышленности. Кокс, получаемый при переработке каменного угля, является основой металлургической промышленности, но полноценного заменителя кокса мы пока не имеем.

Уголь – важнейший вид сырья для химической промышленности.

Наконец, большое значение имеет использование угля в качестве сырья для получения жидкого и газообразного топлива. Но и этим не исчерпывается роль каменного угля. Его переработка дает возможность получения целого ряда продуктов.

Потребление угля с каждым годом растет, но еще быстрее растет потребление газа и нефти.

Необычайно быстрый рост потребления жидкого топлива объясняется его преимуществом: удобством сжигания, высокой калорийностью, транспортабельностью, полнотой сгорания.

Ввиду преобладающего значения угля в современном энергетическом балансе твердого топлива и неравноценности его с жидким, возникла проблема перевода его в такие формы, которые приблизили бы эффект его использования к результатам сжигания жидкого топлива. Вначале были разработаны способы использования угля в легкоподвижной форме – в виде топлива пылевидного, коллоидного и т.п. Однако это недостаточно повышало эффект использования углей.

В последние годы (15–20 лет) были проведены большие работы в области получения жидкого топлива из каменного угля и был разработан ряд процессов. Наиболее ценным процессом является гидрогенизация угля. Процесс гидрогенизации (деструктивная гидрогенизация) состоит в расщеплении высокомолекулярных соединений с образованием в присутствии водорода углеводородов с меньшим молекулярным весом. Кроме непосредственного гидрирования угля, можно гидрировать и смолу, которая получается при полукоксовании угля и других видов твердого топлива.

В последние годы стали производить бензин из газа, полученного при сухой переработке каменного угля, как сырья для изготовления жидкого топлива.

Уголь является не только источником тепловой энергии, но и ценным сырьем для ряда химических производств. Поэтому при пирогазетической переработке угля из продуктов термического разложения стараются извлечь возможно больше органических соединений, так как они дают технике важнейшие, нередко незаменимые исходные материалы ряда органических производств.

При выборе топлива для непосредственного сжигания стремятся более ценные виды его предварительно перерабатывать, чтобы не сжигать продукты термического разложения топлива, которые могут быть использованы как химическое сырье. Каждый вид топлива должен быть использован комплексно. Поэтому все реже встречаются случаи сжигания сырой нефти до ее переработки и извлечения светлых продуктов. Но это не вполне еще выдерживается в отношении каменных и бурых углей. Особенно значительны потери при непосредственном сжигании бурых углей и торфов, так как из-за отсутствия их предварительной химической переработки теряются такие ценные продукты, как горный воск, парафин и др.

1.2. Происхождение каменного угля и его месторождения

Исходным материалом для образования ископаемых углей послужила богатейшая растительность каменноугольного и смежных с ним геологических периодов и скопления водорослей и микроорганизмов, населявших водоемы. По химическому составу указанные материалы сильно отличаются один от другого.

Водоросли состоят преимущественно из белков и жиров, количество клетчатки в них ничтожно мало, отмирая, они падают на дно водоема, где вместе с неорганическими примесями образуют органический гниющий ил – сапропель. Он и послужил источником образования одной группы ископаемых углей – сапропелитов.

Высшие растения состоят главным образом из лигнино-целлюлозных тканей и незначительного количества около- и воскообразных веществ. Белки и жиры, находящиеся в их живых тканях, играют подчиненную роль. При разложении накопившихся в низинных болотах высших растений получают гумусовые вещества, которые образуют гумусовые угли (II класс).

Первый класс углей большого промышленного значения не имеет.

Превращение материнского вещества в ископаемый уголь происходит под влиянием ряда биохимических и геологических процессов: давления окружающих пород, повышения температуры и пр.

Химические превращения при перечисленных процессах весьма разнообразны. Глубина описанных превращений зависит не только от времени. Часто у более «молодых», с геологической точки зрения, углей химическое превращение достигает более глубоких форм, вследствие чего введено понятие о химическом возрасте углей.

В зависимости от глубины превращения материнского вещества в ископаемые угли они по химическому возрасту делятся на группы соответственно трем стадиям превращения материнского вещества: торфяная – низшая ступень, буроугольная и каменноугольная.

Сапропелевые угли включают в себя несколько типов. К ним относятся богхеды и кенельские угли.

К гумусовым углям относятся бурые угли, каменные угли и антрацит.

СНГ обладает громадными запасами углей самого разнообразного качества. При этом запасы ценных каменных углей и антрацитов во много раз превышают запасы менее ценных бурых углей.

В европейской части СНГ самый крупный бассейн – Д о н е ц к и й.

Качество донецких углей весьма разнообразно, при этом большая их часть пригодна для коксования.

По размерам добычи угля и антрацита Донецкий бассейн занимает первое место среди угольных бассейнов СНГ.

Л ь в о в с к о - В о л ы н с к и й бассейн расположен на территории Львовской и Волынской областей Украины.

П о д м о с к о в н ы й бассейн – один из старейших в стране, добыча угля в нем начата свыше ста лет назад.

Подмосковный бассейн занимает территориально выгодное положение, но уступает другим бассейнам по качеству угля (высокая влажность, зольность, много серы).

К а р а г а н д и н с к и й бассейн имеет большое значение. Он расположен в Карагандинской области Казахстана и связан железной дорогой со столицей Казахстана Алма-Аты, промышленными районами Сибири, Урала и республиками Средней Азии.

Особенностью этого угля является большой выход смолы при коксовании, служащей материалом для получения многих продуктов.

П е ч о р с к и й бассейн расположен на крайнем северо-востоке европейской части России. Значительные запасы и разнообразие марок каменных углей, в том числе коксующихся углей, выдвигают его в число крупнейших угленосных бассейнов России.

К у з н е ц к и й бассейн расположен в южной предгорной части Западной Сибири, между горными отрогами Алтая – Салаиром и Кузнецким Алатау.

Большая часть углей бассейна относится к малозольным малосернистым и средnezольным. Угли Кузбасса являются ценным коксохимическим и энергетическим сырьем.

Ч е л я б и н с к и й буроугольный бассейн расположен на восточном склоне Урала в пределах Челябинской области.

Челябинский бассейн по запасам углей, степени промышленного освоения и выгодному географическому положению имеет исключительное значение как крупнейший энергетический центр Среднего Урала и топливная база промышленных предприятий Челябинской и прилегающих к ней областей.

З а к а в к а з с к а я группа месторождений. Главные месторождения – Ткварчельское, Ткибульское и Гелатское – разрабатываются. Угли в смеси коксуются.

Месторождения С р е д н е й А з и и большей частью расположены в высокогорной местности, в предгорьях хребтов и в межгорных впадинах. Многие месторождения высокогорных районов труднодо-

тупны и поэтому практическая ценность их не всегда определяется запасами и качеством углей.

К а н с к о - А ч и н с к и й бассейн протягивается вдоль линии железной дороги от г. Мариинска на западе по р. Бирюса на востоке, угли пригодны для открытой разработки.

Почти на всей площади бассейна развиты бурые угли, за исключением Саяно-Партизанского месторождения, где содержатся каменные угли марки Г.

И р к у т с к и й бассейн расположен в юго-западной части Иркутской области, протягиваясь на 500 км вдоль северо-восточного склона Восточно-Саянского хребта и Восточно-Сибирской железной дороги от г. Нижнеудинска до оз. Байкал.

Угли в нем в большинстве своем гумусовые, каменные (марки Г и Д), в крайней западной части бассейна – бурые. Наилучшие по качеству угли, дающие спекающийся кокс, приурочены к центральной части бассейна (Черемхово).

Ю ж н о - Я к у т с к и й бассейн характеризуется углями с трудной обогатимостью..

Месторождения полуострова К а м ч а т к а связаны с развитием по западному склону Срединного хребта верхнемеловых, палеогеновых и неогеновых отложений. Угли обладают малой зольностью, очень высоким содержанием влаги и быстро рассыпаются в мелочь. Часть углей – спекающиеся.

Ю ж н о - У р а л ь с к и й буроугольный бассейн расположен в Башкортостане и в Оренбургской области.

В месторождениях Д а л ь н е г о В о с т о к а угли в основном бурые, гумусового происхождения.

В месторождениях о. С а х а л и н наиболее распространены бурые и длиннопламенные угли.

1.3. Состав каменных углей и вредные примеси

Вещество ископаемого угля неоднородно и состоит из нескольких петрографических ингредиентов, которые отличаются твердостью, цветом, блеском, содержанием золы и другими свойствами.

В гумусовых углях различают 4 основных ингредиента: дюрен, фюзен, витрен, кларен.

Д ю р е н – матовая разновидность, встречающаяся в виде сравнительно толстых прослоек без слоистости. В некоторых дюренах наблюдается зернистое строение. Он обладает большой твердостью и вязкостью, зольность его составляет 6–7 %. Зола состоит в основном из глинистых веществ.

Ф ю з е н – матовая разновидность, напоминает древесный уголь и обладает волокнистым строением. Обычно встречается по плоскостям напластования угля в виде линз и примазок. Характеризуется высокой зольностью (5–30 %), содержанием серы и фосфора. Он хрупкий, легче измельчается, чем дюрен. Кокс из него получается в виде порошка. Фюзен оказывает вредное влияние на коксуюемость других ингредиентов, при содержании его больше 10–12 % уголь не коксуется.

В и т р е н – блестящий ингредиент, встречается в виде длинных линз толщиной 1–8 см, имеет раковистый излом, обладает слабозаметной клетчатой структурой, хрупок, зольность низкая (1,3–1,5 %).

К л а р е н – блестящая разновидность (но менее, чем витрен), часто включает небольшие линзы витрена, фюзена и прослойки дюрена. Залегает он мощными прослойками, а иногда и целыми пластами угля. По зольности мало отличается от витрена (1–1,5 %).

По сравнению с остальной массой угля по величине полос витрен и особенно фюзен составляют незначительный процент.

Характеристики петрографических ингредиентов приведены в табл. 1.4.

Таблица 1.4

Характеристики петрографических ингредиентов

Ингредиенты	Коэффициент спекаемости	Выход продуктов сухой перегонки, %		
		смола	кокс	подсмольная вода
Фюзен	0	3,6	89,3	4,8
Дюрен	8	12,1	62,3	5,9
Витрен	4-9	7,7	55,7	8,8

Коэффициент спекаемости характеризует способность коксования. Из четырех петрографических ингредиентов наименее ценными являются витрен и кларен, вредным в некоторой степени – фюзен.

Вода, S, P, зола являются вредными примесями.

К о л и ч е с т в о в о д ы в угле зависит от степени углефикации. В торфяной стадии уголь обладает высокой влажностью (30–40 %).

С увеличением возраста содержание влаги в нем уменьшается. У бурых углей содержание влаги колеблется от 10 до 30 %.

Каменные угли содержат менее 10 % влажности, антрацит – 1–2 %, редко до 4 %.

З о л а представляет собой смесь минеральных веществ, остающихся после полного сгорания и завершения всех превращений, которые происходят с минеральными примесями при полном доступе воздуха и высокой температуре. Эти минеральные примеси могут быть различного происхождения: минеральные примеси, которые попадают при образовании угля – внутренняя зола и при добыче – внешняя зола.

С е р а – одна из наиболее вредных примесей угля. Она значительно повышает расход кокса в доменной печи, так как требует введения дополнительного количества флюсов. Кокс, полученный из сернистых углей, нельзя применять при выплавке качественных металлов. Такой уголь даже не рекомендуется использовать как энергетическое топливо, так как при его сжигании выделяются газы.

Ф о с ф о р также является вредной примесью, и с ним труднее бороться. При обогащении угля удаление фосфора происходит плохо. Проблема серы еще тоже окончательно не решена. Сера и фосфор при оботыся, чем с серой. Содержание фосфора в угле мало, но он вызывает большие затруднения в доменном производстве, так как связать его флюсами не удастся. Даже малая примесь фосфора значительно ухудшает качество металла, вызывая свойство хладноломкости.

1.4. Свойства и классификация углей

Ископаемые угли чрезвычайно разнообразны по своим свойствам. Они определяются материнским веществом, условиями его накопления и первоначальными процессами разложения, а также вторичными геологическими факторами, под влиянием которых происходят последующие процессы изменения углей.

Цвет углей изменяется от бурого до чёрного, как исключение он может быть светло-жёлтым.

Б л е с к углей зависит от степени углефикации. Чем старше угли, тем больше их блеск, особенно это заметно у антрацитов.

У д е л ь н ы й в е с углей зависит от количества минеральных примесей, попадающих в органическую массу при ее накоплении, и от степени углефикации. Средний удельный вес углей одного состава зависит от степени углефикации: у бурых углей он равен 0,8–1,24, у каменных – 1,26–1,35.

Твердость зависит от петрографического состава и степени углефикации (чем выше степень, тем выше твердость).

Хрупкость зависит от внутреннего сцепления частиц угольной массы и от ее твердости. Основные ингредиенты гумусовых углей могут быть расположены в следующий ряд по убыванию хрупкости: фузен, ветрен, кларен, дюрен.

Важной характеристикой углей является содержание **летучих веществ**. Это вещества, которые удаляются при нагревании угля без доступа воздуха при высокой температуре. Вместе с летучими веществами удаляется влага; остающийся при этом твердый остаток называют коксом, в котором будет и зола. По содержанию летучих веществ угли располагаются в следующей последовательности: торф – 70 %, бурые угли – 45–50 %, каменные угли – 35–50 %, антрацит – 5 %.

Важным является **характер кокса**. Он определяется свойствами королька, остающегося после удаления летучих веществ. Он может быть в виде порошка или в виде спекшейся массы. Различают не спекшийся, слабо спекшийся, слипшийся и, наконец, спекшийся корольек.

Теплотворная способность углей – это количество тепла, выделяемое при полном сгорании единицы их веса. Теплотворная способность определяется путем полного сжигания навески угля в атмосфере сжатого кислорода в бомбе, помещенной в калориметр. По повышению температуры воды, окружающей бомбу, вычисляют теплоту сгорания угля, отнесенную к взятой навеске.

В элементарном анализе углей определяют углеводород, водород, кислород, азот и серу, а иногда и фосфор (табл. 1.5).

Существует несколько видов классификаций углей. Они основаны как на физических свойствах угля, так и на его элементарном составе. В основу обобщенной классификации положены выход кокса, количество летучих веществ и свойства королька. В зависимости от этого все угли делятся на 6 типов, каждый из которых имеет свое название (табл. 1.6).

Таблица 1.5

Характеристика углей

Вид топлива	Элементарный состав, %				Теплотворная способность, кал/кг
	С	Н	О	N	
Торф	59	6,0	33	2,0	4 000–5 000
Бурый уголь	69	5,2	25	0,8	4 500–6 200
Каменный уголь	82	5,0	12,2	0,8	7 000–9 000
Антрацит	95	2,5	2,5	–	9 000–9 200

Таблица 1.6

Обобщенная классификация углей

Тип угля	Класс	Содержание, %		Свойства королька
		кокс	летучие	
Сухие угли длинно-пламенные	1	55–60	45–50	Пористый, слегка спекшийся
Жирные угли длиннопламенные	2	60–80	42–32	Сплавленный, вспученный
Жирные угли	3	68–74	32–26	Сплавленный, плотный
Коксовые угли	4	74–82	26–18	Сплавленный, очень плотный
Тощие угли	5	82–90	18–10	Слабо спекшийся
Антрацит	6	90–92	10–8	В виде порошка

Антрациты для коксования не могут использоваться, так как кокс получается в виде порошка.

Лекция 2

План лекции:

1. Гравитационные методы обогащения угля [14с 297-402, 45 с23-31]
2. Флотация [10 с381-387, 45 с31-39]
3. Магнитные, электрические и специальные методы [45 с39-42]
4. Схемы обогащения, фабрики [45 с42-49]

1.5. Обогащение угля

Целью обогащения угля является удаление вредных примесей. При обогащении угля получают обычно 3 продукта:

- концентрат низкозольный, малосернистый;
- промпродукт высокозольный (энергетическое топливо);
- хвосты (отвалы).

При обогащении угля обычно применяют три метода обогащения:

- гравитацию;
- флотацию;
- электрическую сепарацию.

1.5.1. Гравитационные методы обогащения

Гравитация является основным методом обогащения угля, что определяется большой разницей в удельных весах: уголь – 0,8–1,5; глина –

1,8–2,2; углистый сланец – 1,7–2,2; сланцы – 2–2,8; песчаник – 2,2–2,6; пирит – 5 г/см³.

Гравитационные процессы отличаются большой скоростью разделения, высокой эффективностью и производительностью, дешевизной.

При обогащении угля применяются мокрые гравитационные процессы и сухие. Каждый из них имеет свои достоинства и недостатки. Так, преимуществом мокрых процессов является высокая эффективность, поэтому они применяются для сравнительно крупных углей, а также то, что при них показатели обогащения бывают выше, чем при сухих процессах обогащения.

К недостаткам мокрого обогащения относятся большое содержание влаги, затруднения при обогащении в районах с суровым климатом и то, что требуется вода для обогащения.

Преимуществом сухого обогащения является то, что при нем влажность угля не увеличивается.

К недостаткам сухого обогащения можно отнести то, что применяется он при обогащении углей не крупнее 30 мм, при этом образуется пыль, которую необходимо улавливать, а также то, что применять его можно только к легкообогатимым углям, при этом наблюдаются низкие показатели обогащения по сравнению с мокрым процессом.

Применение сухого обогащения возможно лишь к углю с содержанием влаги 3–5 %, иначе потребуется подсушка, а, следовательно, дополнительные затраты.

Выбор применения гидравлического или пневматического обогащения зависит от обогатимости обрабатываемого угля, от климатических условий, экономических факторов. Часто крупные классы обогащаются мокрым способом, а мелкие – сухим, так как обезвоживание их затруднено.

Из гравитационных процессов наибольшее распространение получил процесс мокрой отсадки. Широко применяется обогащение на мочных желобах и концентрационных столах. За последние годы широко внедряется обогащение в тяжелых средах.

М о к р а я о т с а д к а применяется как для крупных (100–12 мм) так и для мелких классов (12–0,5 мм). Для обогащения зерен мельче 0,5 мм отсадка не применяется. Поэтому перед обогащением на отсадочных машинах уголь подвергается подготовке, в которую входят операции дробления и грохочения.

Обогащение угля отсадкой производится в широко классифицированном и не классифицированном видах.

Желобные мойки (реожелоба) применяются для материала такой же крупности, что и отсадка (100–0,5 мм). Класс 100–13 мм и 13–0,5 мм обогащается на различных мойках.

Углемоечные комбайны – это машины, которые совмещают отсадку, обезвоживание и осветление воды. Они применяются в основном для обогащения крупных классов угля (от 20–25 мм до 175 мм).

Концентрационные столы используются для мелких и тонких классов углей (крупностью от 12–15 до 0,08 мм). Перед обогащением желательна гидравлическая классификация. Недостаток столов – это низкая их производительность. У нас широкого распространения столы не получили. Применялись они при обработке высокосернистых коксовых углей, для выделения пирита (в то время как в США на столах обогащается 12 % всех углей). Поэтому отечественная промышленность до сих пор не изготавливает специальных столов для угля. Институты ИГИ и УкрНИИ углеобогащения ведут широкие исследования по технологии обогащения угольной мелочи на концентрационных столах и ее внедрению в промышленность. Ими разработана конструкция новых концентрационных столов СКПМ-3 и СКПМ-6. Эти столы сконструированы специально для угля и ликвидируют бывший ранее недостаток – малую производительность.

Винтовые сепараторы применяются для обогащения мелкого угля (от 6 мм и ниже). Австралийская компания Vickers Australia создала для обогащения мелкого угля сепаратор Vickers. За счет повышения диаметра спирали до 1 м достигнута производительность 2,5 т угля в час, а широкий породный канал и уникальная комбинация отсекателей позволяют обогащать уголь с различными характеристиками обогатимости.

Наиболее широко применяются одноходовые винтовые сепараторы с шагом 342 мм и двухходовые с шагом 445 мм. Появились аппараты большого диаметра (до 1 500 мм) с соответственно увеличенным шагом.

В России в течение многих лет проводятся работы по исследованию и внедрению в промышленную эксплуатацию противоточных гравитационных обогатительных аппаратов типа СШ, СВШ и КНС.

Эффект разделения частиц достигается за счет взаимодействия полей гравитационных и центробежных сил. При отстаивании частицы от движения жидкости плотность разделения бывает больше плотности жидкости. Это является принципиальной основой метода, где процесс разделения происходит под воздействием полей как гравитационных, так и центробежных.

В содружестве с сотрудниками института ИОТТ в условиях Черемховского месторождения проведены исследования и накоплен определенный опыт в области новой технологии обогащения углей в шнековых сепараторах СШ-15.

Обогащение в тяжелых средах занимает особое место в комплексе технологических мероприятий. Сейчас уже работают на тяжелых суспензиях обогатительные фабрики 13-бис, «Советская», «Максимовка» при Ясиновском коксохимзаводе (крупность 10–80, 1–10, 1–80 мм) и др.

В качестве тяжелой среды служат тяжелые жидкости и минеральные суспензии.

Многие неорганические соли дешевы, имеются в больших количествах или представляют собой неиспользуемые отходы различных химических производств. В то же время они легко удаляются с поверхности частиц угля простой промывкой водой, большинство из них безвредно для обслуживающего персонала. Широкое распространение для промышленного обогащения угля получил в первую очередь раствор хлористого кальция, который является отходом при производстве бертолетовой соли либо соды (ресурсы его неограничены). Раствор хлористого кальция дает удельный вес жидкости, равный $1,5 \text{ г/см}^3$ ($T = 40^\circ\text{C}$), вязкость его – удовлетворительная. В тех случаях, когда необходимо повышение плотности разделения, возможно применение водных растворов азотнокислого кальция, стабильных при комнатной температуре до плотности $1,6 \text{ г/см}^3$, подогрев позволяет также достичь их стабильности при более высоких плотностях. Азотнокислый кальций получается при утилизации отходящих газов заводов азотной промышленности. Однако ввиду его применения в сельском хозяйстве в виде удобрения желательно ограничивать его использование в обогащении, которого можно достичь путем применения смешанных растворов хлористого и азотнокислого кальция, которые позволяют работать даже с еще большей плотностью разделения, чем индивидуальные растворы. Стабильные растворы с удельным весом $1,6 \text{ г/см}^3$ ($T = 60^\circ\text{C}$) дает поташ (углекислый калий) – отход производства глинозема из нефелиновых руд. Особый случай применения тяжелых жидкостей для обогащения твердого топлива имеет место при использовании концентратов для переработки на жидкое топливо методом гидрогенизации, когда оставшаяся на угле соль еще играет и роль катализатора (например, сульфат 2- или 3-валентного закисного и окисленного железа). Таким образом, имеется обширный ассортимент неорганических солей, водные растворы которых можно использовать в качестве тяжелых сред для обогащения твер-

дого топлива. Выбор раствора осуществляется в зависимости от свойств обогащаемого материала и направления использования продуктов обогащения.

Тяжелые органические жидкости, пригодные для обогащения угля, по своим физико-химическим константам представляют галоидопроизводные различных углеводородов. Йодистые соединения недостаточно стойки и очень дороги. Поэтому для исследования в обогащательной промышленности предлагаются только полихлориды и полибромиды. В России на Жилевской опытной фабрике ИГИ было опробовано обогащение углей в полихлоридах. В качестве основной жидкости был выбран четыреххлористый углерод. Для получения среды меньшей плотности к нему примешивались дихлорэтан или трихлорэтилен (в настоящее время установка демонтирована). На неорганических солях работает ряд фабрик

Тяжелые суспензии (минеральные) изготавливаются из тонкоизмельченных (до какой крупности – определяют практически) минералов и воды. Используют магнетит, пирит, барит, песок, глину, калашниковую пыль. Наиболее легко регенерируется магнетитовая суспензия. Эффективность обогащения зависит в первую очередь от устойчивости и вязкости суспензии. Для улучшения свойств суспензии подают такой реагент, как гексаметафосфат и др. Метод обогащения угля в минеральных суспензиях впервые начал применяться на фабриках Донбасса. Еще в 1952 г. на фабрике «Советская» крупный уголь обогащался в магнетитовой суспензии в корытных сепараторах конструкции Южгипрошахта. Однако тогда процесс не был освоен из-за ненадежности оборудования и несовершенства технологической схемы. После этого обогащение в тяжелых суспензиях получило распространение на многих фабриках Украины для удаления крупной породы угля более 25 (10) мм. В качестве утяжелителя применялся магнетит Криворожских горно-обогащательных комбинатов. Основные преимущества этого процесса состоят в большой точности разделения, высоких показателях, в простоте и дешевизне самой установки. Эффективным является барабанный сепаратор СБЭ-2, трёхпродуктовый сепаратор СКВП-32, а также сепараторы СТТ-32, КНС-108, КНС-138а и КНС-168 производительностью до 350 т/ч. На некоторых фабриках СНГ установлены сепараторы зарубежных конструкций: «Дрюбой» (Франция), «Ведаг» (Германия), «Теска» (Германия).

Тяжелосреднее обогащение труднообогащаемых углей осуществляется с применением многоступенчатой сепарации в двухпродуктовых центробежных сепараторах (ГТ-500, ГТ-710) и трехпродуктовых (ГТ 630/500, ГТ 10/500).

На ряде фабрик обогащение углей осуществляется в гидроциклонах. Внедрены двух- и трехпродуктовые гидроциклоны.

1.5.2. Флотация

В связи с широкой механизацией добычи угля выход мелких выскозольных классов угля (< 1 мм) резко возрос и составляет 25–30 % от рядового. Дальнейшее совершенствование техники добычи углей, особенно применение гидравлического способа, еще увеличит выход и зольность этого класса. При невысокой влажности и зольности добываемых коксующихся углей мелочь мельче 1 мм после обесшламливании присаживалась к концентратам без обогащения. Повышение зольности и влажности этого класса привело к использованию мелочи как низкосортного топлива и поэтому возникла необходимость обогащения.

При этом следует отметить следующие особенности проблемы обогащения угольной мелочи:

1. Часто вредные примеси представлены мелким пиритом, гипсом, самородной серой, песчаником и сланцем, которые настолько мелки, что не могут быть отделены гравитационными методами обогащения.

2. Иногда требуется разделить петрографические ингредиенты. Последнее вызывается необходимостью получения угля низкой зольности (не более 0,5–3 %), предназначенного для химической переработки, в частности для получения жидкого топлива. Такого содержания золы можно достичь, только отделив фюзен.

3. На большинстве фабрик необходимо обогащать угольный шлам, полученный в результате второй стадии сгущения подрешетных шламовых вод, обезвоживающих концентратных грохотов. Эти шламовые воды подвергаются сначала первой стадии сгущения и классификации (например, в пирамидальных отстойниках). Крупный сгущенный шлам направляется на отсадочные машины, шламовые грохота и другие устройства, а перелив первой стадии поступает обычно в цилиндрические сгустители, слив которых представляет собой обратную моечную воду, а сгущенный продукт направляется на флотацию.

4. Часто приходится обогащать пыль, которая предварительно смешивается со шлами.

В связи с вышеизложенным большое значение приобретает флотационный метод обогащения.

Применение флотации позволило увеличить выход концентрата для коксования и снизить его зольность. Если до применения флотации значительная часть мелочи коксующихся углей использовалась в виде

энергетического шлама, то за последние годы выпуск его резко сократился, а на ряде фабрик был полностью ликвидирован.

Флотация угля и флотация руд отличаются друг от друга следующим:

- высокой сорбционной способностью угля по сравнению с рудными минералами;

- аполярной (не дипольной) природой угля;

- высокой естественной гидрофобностью угля;

- весьма большой неоднородностью поверхности угля, связанной с наличием нескольких петрографических разновидностей и с различной степенью углеликации.

- низким удельным весом угля по сравнению с рудными минералами.

Высокая сорбционность угля является причиной низкой селективности действия различных реагентов и большого их расхода.

Большая неоднородность поверхности угля вызывает затруднения при выборе флотационных реагентов и ведения флотации.

Флотационное разделение петрографических ингредиентов представляет значительный интерес.

При флотации легкосредним маслом 85 % фюзена переходит в концентрат. При флотации крезолом 85 % фюзена уходит в хвосты (камерный продукт).

Эффективны также ароматические соединения с гетероатомами в ряду $\text{CH}_3\text{--NH}_2\text{--OH}$.

Добавка в технические реагенты нафталина и его производных улучшает селекцию в 1,2 раза.

Влияние малого удельного веса угля довольно велико. Удельный вес угольной пульпы составляет 1,1–1,2, удельный вес угля – 1,3–1,5 г/см³. Поэтому требуется небольшая подъемная сила для подъема частиц угля, вследствие чего флотационная крупность угля бывает в 20–30 раз больше, чем для рудных частиц (крупность руды – 0,2–0,3 мм, угля – 2–6 мм).

В качестве реагентов при флотации угля применяют вещества сравнительно дешевые. Расходы на обогащение соотносятся со стоимостью концентратов.

Для флотации угля в качестве собирателей применяются вещества преимущественно неполярного строения. Они содержат некоторое количество гетерополярных веществ и обладают в большей или меньшей степени пенообразующими свойствами. Это продукты переработки самого угля или, точнее, каменноугольной смолы: масло легкое, среднее и антраценовое. Смола же получается при коксовании угля на коксобензольных заводах. Применяются и другие продукты коксобензольного про-

изводства: фенолы (черная карболка), масло коксохимического производства, модифицированное формалином, реже сырой бензол.

Широко используются продукты переработки нефти (нефть, керосин, соляровое масло, контакт Петрова, керосино-газойливая фракция). Высшие спирты (КОС, кубовые остатки от производства бутиловых спиртов, пенореагент), неорганические соли (NaCl , CaCl_2), АФ-2, ААР-1, ААР-2, КЭТТОЛ и др. Реагенты других классов применяются крайне редко, в исключительных случаях. Так, для флотации труднообогатимых углей используют реагенты-модификаторы (сополимеры винилпиридина с алкилсульфоксидами).

Установлено, что наилучшие флотационные свойства по отношению к высокосернистым углям и депрессирующие свойства по отношению к пиритизированным угольным поверхностям проявляют сложные эфиры фталевой кислоты и некоторые соли сульфокислот. Реагент «М», состоящий из алифатических и окисленных углеводородов, испытан в исследовательских лабораториях фабрик ЦОФ «Березовская», ЦОФ «Беловская», ЦОФ «Кузнецкая», ЦОФ «Абашевская», ЦОФ «Томусинская». Хорошие результаты получены при расходе реагента 350 г/т. Проведены исследования по разработке реагентного режима флотации с использованием в качестве вспенивателя смеси технических продуктов нефтехимии, образующихся при получении чистых химических продуктов. В процессе выделения спиртов «08» из кубового продукта колонны К307 цеха № 52 в АО «Салаватнефтеоргсинтез» получают высококипящий продукт переработки кубовых остатков от производства бутиловых спиртов (ВКП КОБС). Применение при флотации углей реагентов-модификаторов - сополимеров винилпиридина с алкилсульфоксидами позволяет улучшить показатели процесса при одновременном снижении расхода аполярных реагентов на 30–40 %. При флотации угольной мелочи с исходной зольностью 24,5 % использование реагента-модификатора 40В позволило увеличить извлечение горючей массы в концентрат с 83,9 до 90,6 % при равной зольности флотационного концентрата и увеличении зольности отходов на 11,3 %. Особенно высокие показатели процесса достигнуты при обогащении труднообогатимых высокосольных углей Карагандинского бассейна.

В качестве поверхностно-активных веществ используются реагенты метилизобутилкарбинол (МИБК), кубовые остатки 2-этилгексанола (КЭТГОЛ) и Карбофлот.

В результате исследований установлено, что питание флотации ОФ «Нерюнгринская» за счет вторичных шламов на 45 % представлено тонкими частицами крупностью менее 50 мкм. Показано, что создание

условий для равномерного и избирательного закрепления собирателей на поверхности угля регулированием концентрацией поверхностно-активных веществ позволяет повысить извлечение горючей массы в концентрат из исходного питания с высоким содержанием тонких классов.

Если в угле присутствует много шламов, то их лучше выделить. Чаще всего шламы коагулируют. Они превращаются в крупные агрегаты и их адсорбционная способность уменьшается. В качестве коагулянтов используют известь, NaCl , AlCl_3 .

В Англии исследован процесс гидрофобной флокуляции и флотации для извлечения минералогических составляющих или удаления нежелательных компонентов из тонкоизмельченных руд, углей и шламов. Процесс включает стабилизацию пульпы с использованием дисперсантов, последующую флокуляцию компонентов посредством специально подаваемого ПАВ или посредством природных гидрофобных свойств. В работе [45] приводятся данные лабораторных испытаний тонких битуминозных и антрацитовых углей из различных китайских и канадских провинций крупностью 88–98 % –45 мкм. В качестве дисперсантов были испытаны гексаметафосфат, дубильная (таниновая) кислота, кремнефтористый натрий, активаторов – сульфид натрия, собирателей – октиловый спирт, бензиларсоновая кислота, бутиловый ксантогенат, неполярных масел – керосин, топливное масло N2, пенообразователя – спиртоэфирная смесь. Из угольных образцов после доизмельчения были получены высокочистые угли с низкими зольностью и содержанием серы, с извлечением из них более 90 % золы и 56 % S (при скорости перемешивания 1 800 об/мин в течение 15 мин).

При обратной флотации уголь депрессируется (крахмалом, декстрином, клеем, СЦЦ), а кремнистые, глинистые соединения и пирит – флотируются.

Показатели флотации могут быть улучшены путем совершенствования и разработки новых конструкций флотационных машин с кипящим слоем с коническими, трубчатыми, струйными, циклонными импеллерами и в результате применения водных форсунок с высокой скоростью сдвига при скорости потока воды несколько метров в секунду и форсунок, подающих флотореагент в виде водно-газовой эмульсии, аэраторами.

Из депрессоров чаще применяется силикат натрия для подавления пустой породы и пептизации шламов. Для депрессии пирита применяют щелочь и известь ($\text{pH} = 9$).

Необходимо обращать внимание на следующие особенности технологии флотации угля:

1. Большой выход концентратов (80–90 %) и малый выход хвостов. Это отражается на конструкции флотомашин. Они делаются с двухсторонним съемом пены.

2. Высокая скорость флотации угля, примерно в 100 раз выше флотации минералов.

1.5.3. Магнитные, электрические и специальные методы

Большое разнообразие физических и физико-химических свойств углей позволяет применить для их обогащения чуть ли не все известные методы обогащения:

- радиометрический;
- электрический;
- по форме;
- по коэффициенту трения;
- магнитный;
- МГД-сепарация;
- Каскадно-адгезионное обогащение;

1.5.4. Схемы обогащения, фабрики

Для обогащения угля используются различные схемы, которые меняются в зависимости от обогатимости (рис. 1.1–1.4).

Все угли по обогатимости делятся на 4 категории:

- легкообогатимые с содержанием промпродукта не более 4 %;
- угли средней обогатимости с содержанием промпродукта не более 4–8 %;
- труднообогатимые с содержанием промпродукта 8–14 %;
- угли очень трудной обогатимости с содержанием промпродукта более 14 %.

На рис. 1.4 приведена схема обогащения Нерюнгринского месторождения. Для этих углей предусмотрены трехстадийное дробление до крупности 30 мм, обогащение класса 0,5–30 мм в тяжелосредних гидrocиклонах и флотация шлама крупностью 0–0,5 мм. К установке на фабрике принято высокопроизводительное и эффективное оборудование отечественного и зарубежного производства.

В углеподготовительном отделении фабрики установлены отечественные конвейеры с лентой шириной до 2 500 мм, щековые дробилки,

дробилки для горной массы ДДГ-10, а также двухвалковые дробилки производительностью до 150 т/ч, вибрационные грохоты с поверхностью классификации 25 м².

Главный корпус фабрики оснащен следующими механизмами:

- трехпродуктовыми тяжелосредними гидроциклонами в износостойком исполнении и электромагнитными регенерационными сепараторами отечественного производства;
- самобалансными высокодинамичными грохотами фирмы «Шенк» для дешламации и обезвоживания продуктов обогащения;
- вибрационными фильтрующими центрифугами производительностью до 300 т/ч;

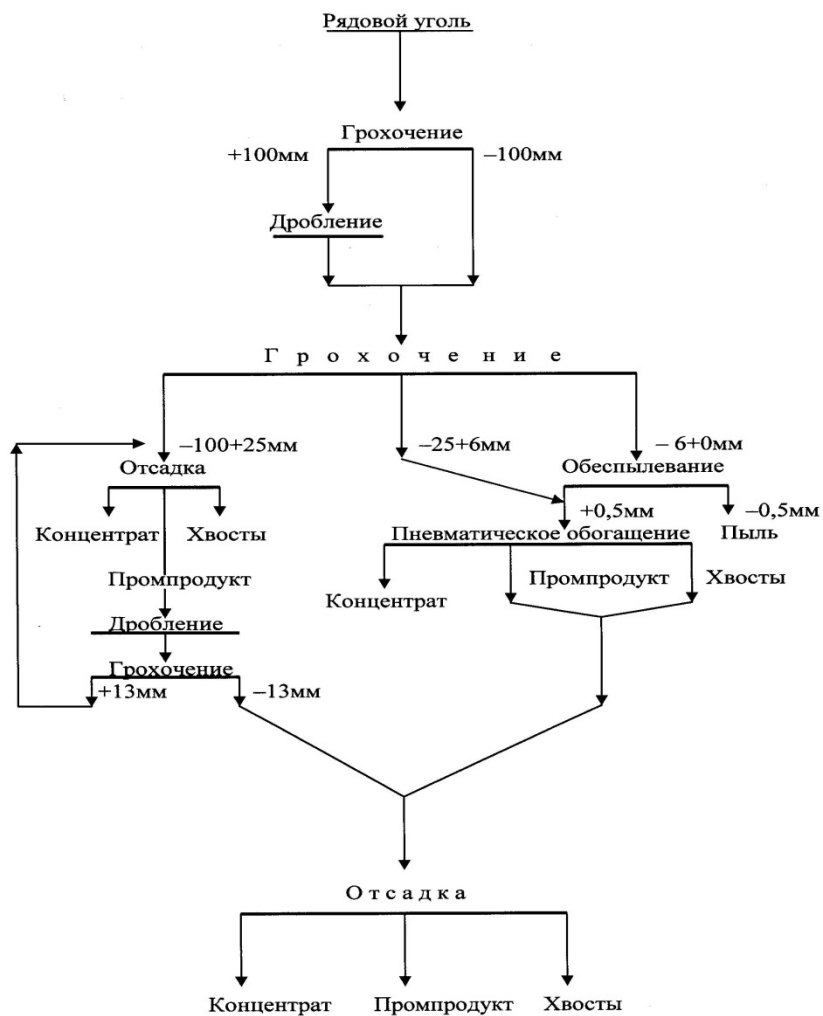


Рис. 1.1. Схема обогащения легкообогатимых коксующихся углей

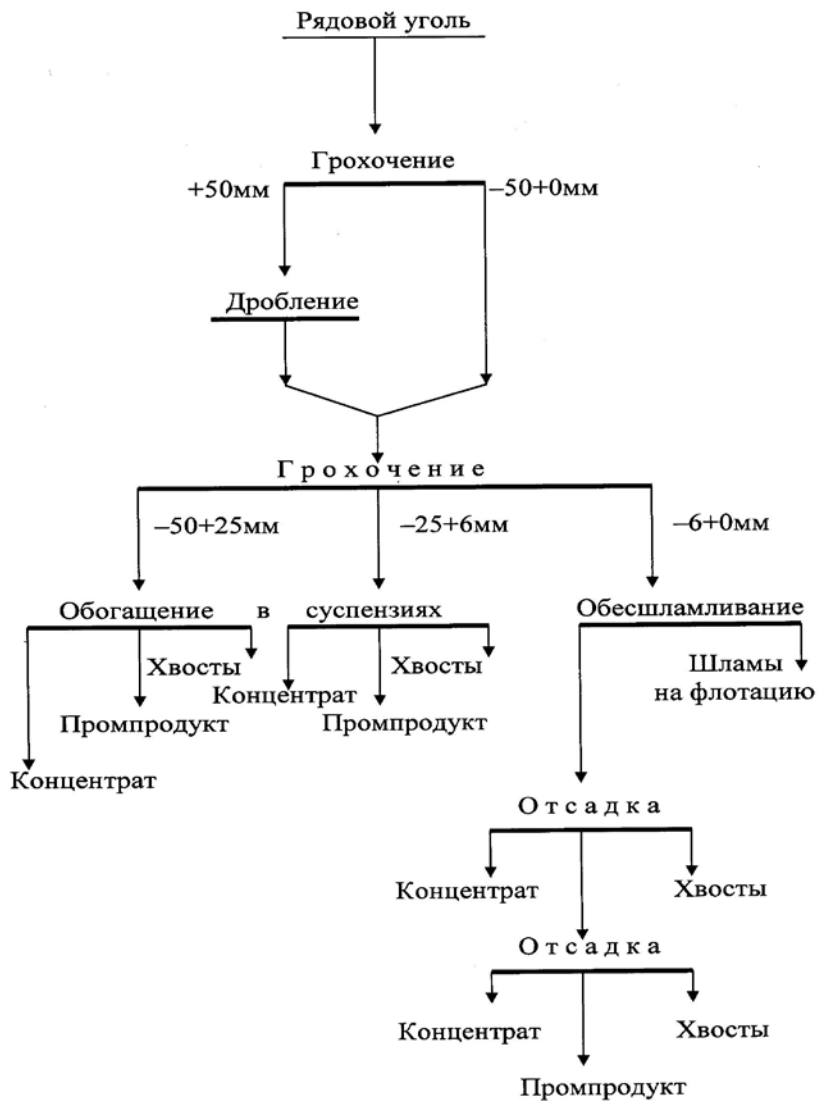


Рис. 1.2. Схема обогащения труднообогатимых углей Донбасса

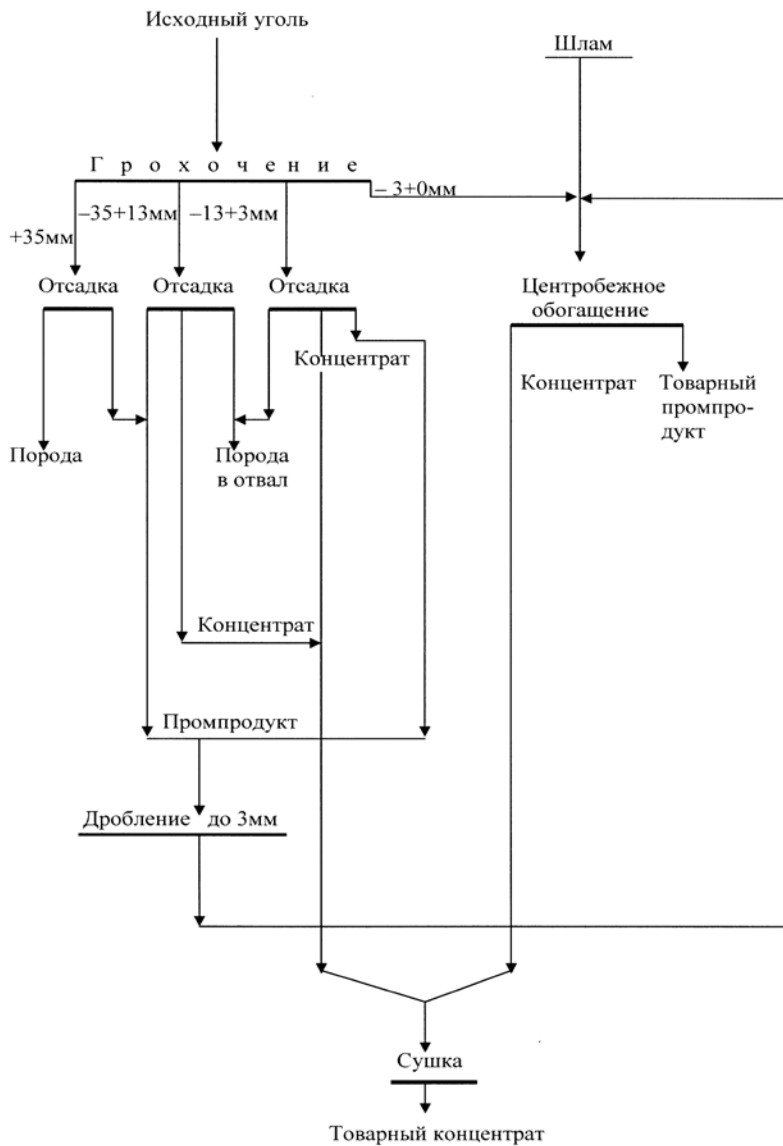


Рис. 1.3. Схема обогащения высокосольных углей на Ткибульской ЦОФ

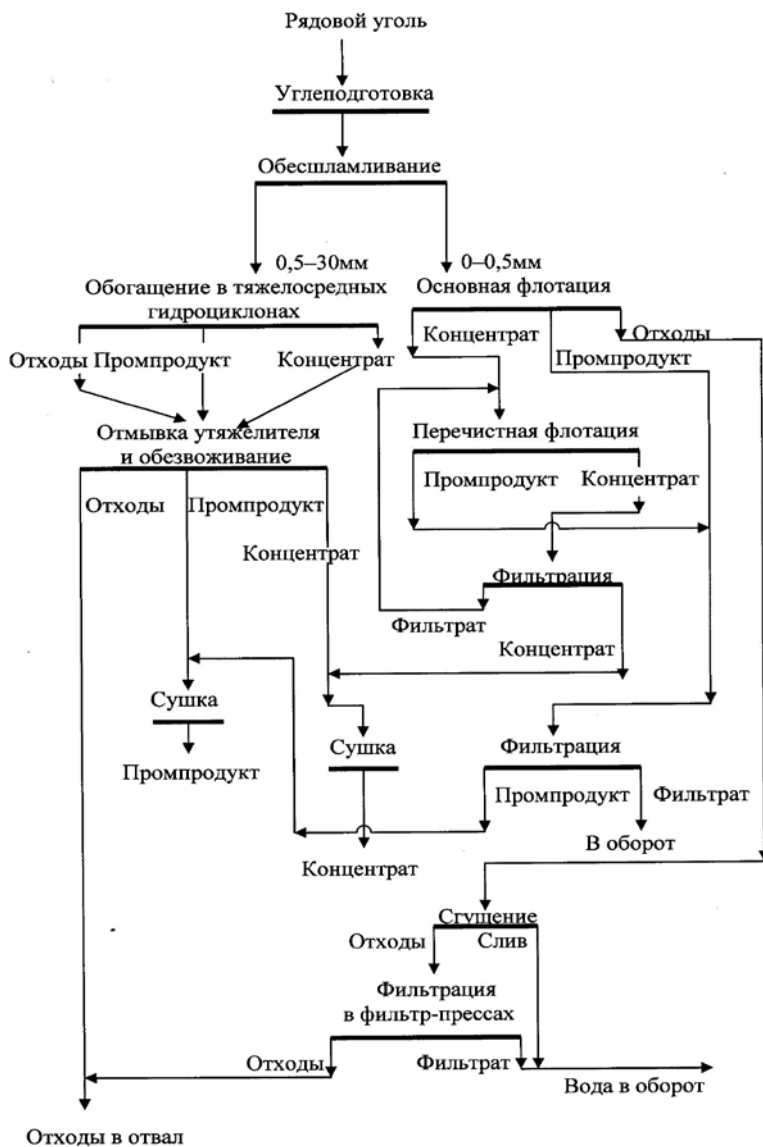


Рис. 1.4. Схема обогащения углей Нерюнгринского месторождения

- многокамерными флотационными машинами с объемом камеры 14 м^3 ;
- дисковыми вакуум-фильтрами с поверхностью фильтрования 300 м^2 для обезвоживания угольных шламов;
- фильтр-прессами с поверхностью фильтрования 600 м^2 для обезвоживания наиболее трудно фильтруемых отходов флотации.

На рис. 1.5 показана схема Комендантской ЦОФ. Рядовой уголь после дробильно-сортировочного отделения поступает на подготовительное грохочение. Уголь крупностью 200–13 мм обогащается в тяжелосредних сепараторах СКВ-20. Для обогащения мелкого антрацита (13–0,5 мм) установлены четыре отсадочные машины СМ-18. Флотация антрацитового шлама осуществляется во флотационных машинах МФУ2-6.3.

В последних проектах обогатительных фабрик применяются в основном следующие технологические схемы:

- глубокого (до 0 мм) обогащения углей всех марок;
- обогащения высокозольных энергетических углей и антрацитов крупных классов с частичным обогащением отсеков и флотацией шламов;
- обогащения энергетических углей и антрацитов до 13 мм.

Крупные классы углей обогащаются в тяжелых суспензиях, мелкие классы не обогащаются. Предусматривается рассортировка концентрата на товарные. Освоение технологий повышения качества углей при добыче и переработке сопряжено с дополнительными расходами угледобывающих предприятий на активизацию исследований по разработке и внедрению новых наукоемких технологий добычи и переработки углей и мощных компьютерных систем. Эти расходы должны быть компенсированы угледобывающим предприятиям за счет эффекта, образуемого у потребителя от использования более качественных углей.

Подготовкой в процессе добычи потоков однородных по качеству углей создаются условия для повышения эффективности их обогащения за счёт применения раздельного обогащения для труднообогатимых и легкообогатимых углей и дифференцированного обогащения по уровням зольности и марочной принадлежности.

Лекция 3

План лекции:

1. Свойства и разновидности графита, области его применения [45 с 69-70]
2. Требования промышленности к качеству товарного графита [45 с 71-72]
3. Типы руд и месторождений [45 с 73-75]

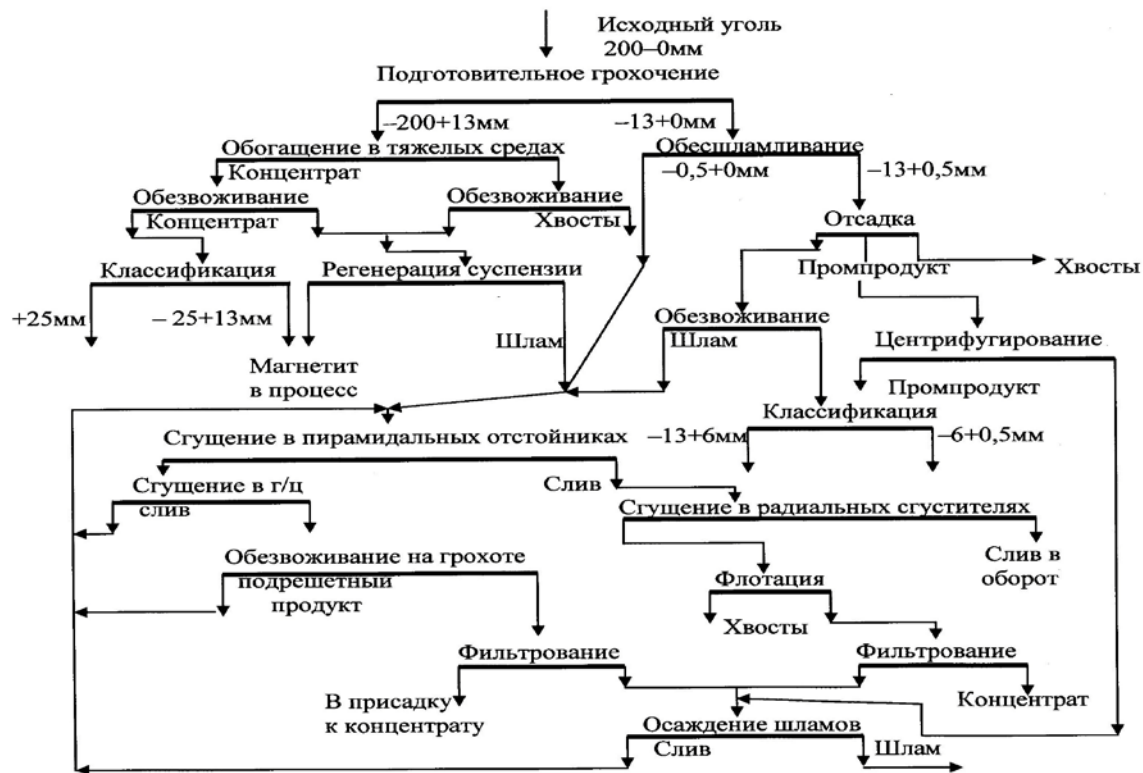


Рис. 1.5. Схема Комендантской ЦОФ

2. ТЕХНОЛОГИЯ ГРАФИТА

Начало добычи графита в России относится к 40-м годам позапрошлого столетия, когда было открыто Ботогольское месторождение графита в Сибири. Лучшие сорта графита вывозились за границу, где они широко применялись для изготовления карандашей.

Двенадцатью годами позже красноярский купец Сидоров открыл в Туруханском крае в низовьях Енисея и по притокам Курейю, Тунгуски и другие обширнейшие и очень мощные залежи графита.

До революции известны были и частично разрабатывались месторождения графита на Украине, Урале и на Кавказе. Но графитовая промышленность дореволюционной России носила кустарный характер, многие виды графитовых изделий совсем не производились. Потребность страны в графите удовлетворялась, главным образом, за счет импорта. В 1913 г. 70 % потребленного в России графита было ввезено из-за границы.

Россия обладает крупными запасами (свыше 9 млн т) с высоким содержанием в руде (80–82 %) скрытокристаллического (аморфного) графита и может не только полностью обеспечить внутренний рынок, но и экспортировать примерно половину производимой продукции [1–4]. Иначе обстоит дело с чешуйчатым кристаллическим графитом. Единственное предприятие по его добыче ЗАО «Уралграфит» на базе Тайгинского месторождения в лучшие годы добывало около 14 тыс. т графита. Для покрытия дефицита импортировалось порядка 25 тыс. т графита из Украины.

В настоящее время экономика графита в России оказалась перед угрозой свертывания внутреннего рынка из-за крайне высоких транспортных издержек и почти полной зависимости (на 60–90 %) от импорта кристаллического графита, так как 60 % кристаллического графита осталось на Украине.

Запасы графита по странам показаны в табл. 2.1.

Таблица 2.1

Запасы графита по континентам и странам, тыс. т

Континент и страна	Общие запасы графита		
	всего	кристаллический	аморфный
Всего в том числе:	158 620	95 070	63 550
Европа	36 900	25 900	11 000
Австрия	10 500	500	10 000
Испания	30	30	—
Италия	1 000	—	1 000
Норвегия	340	340	—
Финляндия	10	10	—
ФРГ	5 000	5 000	—
Швеция	20 000	20 000	—
Швейцария	10	10	—
Азия	63 790	43 650	20 140
Индия	20 000	20 000	—
Цейлон	20 000	20 000	—
Южная Корея	23 000	3 000	20 000
Япония	790	650	140
Африка	23 720	22 720	1 000
Кения	1 000	—	1 000
Малагасийская республика	20 000	20 000	—
Марокко	2 000	2 000	—
Мозамбик	100	100	—
Танзания	500	500	—
ЮАР	100	100	—
Юго-Западная Африка	20	20	31 410
Америка	33 210	1 800	—
Аргентина	100	100	—
Бразилия	600	—	600
Гренландия	150	100	50
Канада	1 000	1 000	—
Мексика	30 000	—	30 000
США	1 360	600	760
Австралия	1 000	1 000	—

В настоящее время преобладающая часть запасов кристаллического графита сосредоточена в КНР, на Мадагаскаре, в Зимбабве, Бразилии и странах СНГ.

Свыше 90 % запасов скрытокристаллического графита приходится на Мексику, КНР, Россию и Республику Корея.

В России имеются резервные месторождения кристаллического графита с богатыми рудами на Дальнем Востоке (Союзное, Тамгинское) и предварительно оцененные месторождения в зоне БАМ – АЯМ (Чебере, Нимгеркан).

Основными потребителями графита на мировом рынке являются Япония, США, Франция, Англия, Австралия.

2.1. Свойства и разновидности графита, области применения графитовых материалов

Графит – от греческого слова «графо» – пишу представляет собой алотропную форму углерода, имеющую определенную структуру кристаллов.

Химический состав его редко отличается чистотой. Часто в нем в значительных количествах присутствует зола, вода, битумы и газы (до 2 %).

Цвет графита бывает от железно-черного до стально-серого. Графит имеет совершенную спайность и пластинчатую форму частиц, его удельный вес составляет $1,84\text{--}2,23\text{ г/см}^3$ (в зависимости от разновидностей). Графит инертен, не растворяется в неорганических и органических растворителях, обладает высокой электропроводностью (что обусловлено плотной упаковкой атомов в листах), теплопроводностью и огнеупорностью. Температура плавления его равна $3\,850\text{ }^{\circ}\text{C}$, температура кипения – $4\,250\text{ }^{\circ}\text{C}$. Графит имеет способность прилипать к поверхностям твердых тел, образуя на них тонкие пленки. Покрытие металлических поверхностей графитом уменьшает коэффициент трения.

В зависимости от структуры различают 3 разновидности графита: плотнокристаллический, чешуйчатый, скрытокристаллический, или аморфный.

Структурные особенности графита в значительной степени определяют область его применения и способы переработки графитовых руд.

Плотнокристаллический графит состоит из плотно прилегающих друг к другу кристаллов, ориентированных различным образом. Такое расположение кристаллов затрудняет их расщепление по спайности и скольжение при деформациях. Этим объясняется меньшая жирность и пластичность плотнокристаллических графитов по сравнению с чешуйчатыми.

Чешуйчатый графит состоит из отдельных кристаллов или параллельных сростков, имеющих форму пластинок или чешуек.

Чешуйки графита – блестящие, жирные и пластичные. Размеры чешуек существенно отражаются на технических свойствах графита.

Наиболее ценными являются тонкие чешуйки. Различают графиты крупночешуйчатые с шириной чешуек от нескольких сантиметров до 0,1 мм и мелкочешуйчатые, ширина которых составляет менее 0,1 мм.

Скрытокристаллический графит, или аморфный графит, состоит из кристаллов, размер которых менее 1 мкр. Скрытокристаллический графит – матовый, мало жирный и не пластичный. Чем правильнее ориентированы элементарные кристаллы в одной плоскости и чем они тоньше, тем выше его техническая ценность.

Применение графитовых материалов в промышленности и народном хозяйстве очень разнообразно. Из них изготавливают различные изделия:

- огнеупорные материалы и изделия (литейное дело – подмазка, краска для покрытия литейных форм, керамика – тигли, трубы, лодочки, изложницы);
- электротехнические материалы и изделия (гальванические элементы, электроды, электрощетки, ртутные выпрямители);
- химически стойкие изделия (графитовые пластмассы, блоки и т.д.);
- смазочные материалы и антифрикционные изделия (различные смазки, вкладыши для подшипников, втулки, уплотнительные кольца для поршней, насосов, компрессоров);
- изделия из атомно-ядерной энергетики (блоки и детали для атомных реакторов, в которых графит служит замедлителем нейтронов, вызывающих распад атомных ядер, т.е. дает возможность управлять течением ядерных реакций);
- карандаши;
- противонакипный материал.

2.2. Требование промышленности к качеству товарного графита, типы руд и месторождений

В настоящее время на сырые графитовые руды нет утвержденных ГОСТов и ТУ.

Практически руды кристаллического графита считаются промышленными (при открытых разработках) уже при содержании в них 2,3–2,4 % графита. Вообще же на обогатительных фабриках могут перерабатываться руды с еще меньшим содержанием кристаллического гра-

фита, так как снижение содержания углерода в руде не влияет на процесс обогащения, а только уменьшает выход концентрата и этим вызывает повышение себестоимости готовой продукции.

Руды, содержащие скрытокристаллический графит (аморфный), не поддаются обогащению. Процесс их переработки состоит из сушки, размола и последующей классификации по крупности. Они должны иметь среднее содержание графита не ниже, чем предусматривает ГОСТ или ТУ на графит (графитовые порошки, графитовые концентраты) и на графитовые материалы.

Требования потребителей к графиту очень разнообразны. Для рационального их удовлетворения необходимо понимание физических основ роли графита в каждом отдельном случае. Однако уровень наших знаний далеко не всегда позволяет определить эти основы. Вследствие этого рациональные технические нормы могут быть сформулированы только для некоторых областей применения графита, для которых проводились специальные исследования (табл. 2.2–2.4). Для остальных областей приходится довольствоваться производственным опытом, а иногда и просто традициями.

Графитовые руды классифицируются по структурным разновидностям графита. Различают три типа руд, из которых каждому соответствует особый тип промышленных месторождений: руды чешуйчатых графитов, плотнокристаллические графиты, метаморфизованные угли (скрытокристаллические графиты).

Руды чешуйчатых графитов образуются в месторождениях трех генетических типов: а) метаморфических, б) контактово-метасоматических, в) пегматитов и силекситов.

Метаморфические месторождения образованы глубоко метаморфизованными осадочными породами, первоначально содержащими органические вещества. Эти вещества служат источником углерода, который кристаллизуется в графит.

Графитоносные гнейсы и сланцы образуют пластовые и линзовидные рудные тела, которые достигают огромной мощности и протяженности. Графит здесь встречается в чешуйках, в которых он тонко переслаивается с пластинками слюды. В результате вторичных изменений происходит прорастание графитовых чешуек кальцитом и каолином. Содержание графита в руде колеблется от 2,5 до 17 %.

Большая техническая ценность крупночешуйчатых графитов, относительно легкая их добыча, крупные размеры месторождений, позволяющие широко механизировать добычу и строить мощные обогатительные фабрики, делают эти месторождения главным промышленным

источником кристаллического графита. Крупнейшими месторождениями являются месторождения Мадагаскара, Баварии (Пассау), Завальевское, Петровское, Старокрымское (Украина), Союзное, Тамчинское (Приамурская обл.), Тайгинское, Мурзинское (Урал), Малохинганское.

Таблица 2.2

Технические требования к графиту специальному аккумуляторному и карандашному по ГОСТ 17022-81 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки							
	ГСМ-1	ГСМ-2	ГА К-1	ГА К-2	ГА К-3	ГК -1	ГК -2	ГК -3
Зольность, %, не более	0,1	0,5	0,5	1,0	2	1,0	3	5
Массовая доля, %, не более:								
влаги	0,2	0,2	1,0	1,0	1,0	0,5	1,0	2,0
серы	Не нормируется							
железа	0,2	0,15	0,5	0,5		0,5	1,0	2,0
ионов хлора	0,2	0,1	0,1	0,1		0,5	1,0	2,0
Летучих веществ, в том числе от флотореагентов	0,2	0,2		Не нормируется		0,5	1,0	1,0
Тонина помола: массовая доля остатка, %, не более, на сите с сеткой №:								
0,2	Не менее 70	Не нормируется	Не нормируется					
0,16	Не нормируется		50	50	50	Не нормируется		
0,063	То же		90–50	95–60	95–60	0,5	0,5	1,0
Величина концентрации водородных ионов водной вытяжки (рН)	Не нормируется		6,5–9,0	6,5–9,0	6,5–10,0	Не нормируется		

Примечания. 1. Графит должен быть освобожден от органических флотореагентов с тем, чтобы выход летучих веществ не превышал норм, указанных в таблице.

2. В графите всех марок не допускается наличие посторонних примесей, видимых невооруженным глазом.

Таблица 2.3

Технические требования к графиту электроугольному и тигельному
по ГОСТ 17022-81 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки								
	ЭУЗ-М	ЭУЗ-П	ЭУЗ-Ш	ЭУТ-1	ЭУТ-2	ЭУТ-3	ГТ-1	ГТ-2	ГТ-3
Зольность, %, не более	0,5	5	7	2	5	7	7	8,5	10
Массовая доля, %, не более:									
влаги	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	1,0	1,0	1,0
серы	0,1	0,2	0,2	0,2	0,2	0,2	Не нормируется		
железа	0,15	1	1	0,8	1	1			
Летучих веществ, в том числе от флотореагентов	0,5	0,9	0,9	0,6	0,9	0,9	1,5	1,5	1,5
Удельная поверхность, м ² /г, не более	Не нормируется			10	10	10	Не нормируется		
Тонина помола: массовая доля остатка, %									
0,2, не менее			Не нормируется				75	75	75
0,071, не менее	5	3					Не нормируется		
Проход через сито с сеткой № 0,045, %	75–90	75–90	75–90	75–90	75–90	75–90	То же		

Примечания. 1. Для графита, полученного из смеси природных руд и графитосодержащих отходов металлургического производства, в обозначении марки добавляется буква С.

2. В графите всех марок не допускается наличие посторонних примесей.

3. По соглашению изготовителя и потребителя допускается поставка графита марки ГТ-3 Кыштымского месторождения с зольностью 11 %.

Таблица 2.4

Технические требования к графиту элементному и литейному
по ГОСТ 17022-81 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки										
	ГЭ-1	ГЭ-2	ГЭ-3	ГЭ-4	ГЛ-1	ГЛ-2	ГЛ-3	ГЛС-1	ГЛС-2	ГЛС-3	ГЛС-4
Зольность, %, не более	10	14	10	14	13	18	25	13	17	22	25
Массовая доля, %, не более:											
влаги	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0	1,0
меди	0,05	0,05	0,05	0,05	Не нормируется						
Летучих веществ, в том числе от флотореагентов	1,0	1,0	1,0	1,0	То же						
Тонина помола:											
массовая доля остатка, %, не более, на сите сетки с №:											
0,2	Не нормируется							1,0	1,0	1,0	1,0
0,16	40	40	10	10	40	40	40	Не нормируется			
0,071	Не нормируется							10	10	10	10
Проход через сетку с №, %:											
0,063, не более	25	25	Не нормируется								
0,063 не менее	Не нормируется		45	То же							

Примечания. 1. По согласованию изготовителя с потребителем допускается поставка графита марки ГЛС-4 с зольностью не более 25 %.

2. По согласованию с потребителем допускается в графите марок ГЛС-3, ГЛС-4 массовая доля влаги не более 2 %, по величине которой ведутся расчеты с потребителем.

3. Посторонние примеси, видимые невооруженным глазом, в графите не допускаются.

Контактово-метасоматические месторождения приурочены к зонам контакта известняков с интрузиями глубинных пород. Известняки здесь превращаются в графитовые скарны. Крупночешуйчатый графит образует среди скарнов жилы неправильной формы, он более или менее равномерно рассеян в них, обычно в количестве от 2 до 10 %. Размеры залежей могут быть значительными, достигая в длину 120 м и мощности 12 м. Относительно большие запасы, а также высокое техническое качество графита делают месторождения этого типа важным объектом промышленной разработки. К сожалению, в природе они встречаются редко и известны только в Канаде.

В последнее время практическое значение приобрели месторождения кристаллических известняков, в которых графит встречается в виде очень крупных чешуек. Такие чешуйки длиной в 20 мм и шириной до 5 мм используются в рентгеновской оптике и для полупроводниковых приборов, хотя они и не являются монокристаллами (месторождения Карелии, Украины, Забайкалья).

Пегматиты и силекситы содержат мало графита, обычно они бывают ничтожных размеров и промышленного значения не имеют, хотя некоторые из них и разрабатывались в Канаде.

Плотнокристаллические графиты образуются в месторождениях двух генетических типов: а) магматического, б) пневматолитического.

Магматические месторождения приурочены к глубинным, жильным и эффузивным изверженным породам, в которых графит образует скопления в форме штоков, гнезд и жил, или встречается в рассеянном виде. Графит месторождений этого типа является продуктом кристаллизации из газообразных составных частей магмы. Нередко руды этих месторождений имеют содержание графита до 60–85 %. Сравнительная редкость месторождений этого типа и обычно небольшие размеры их обуславливают относительно небольшое их промышленное значение. Типичным представителем является Ботогольское (Алиберовское) месторождение.

Пневматолитические месторождения плотнокристаллического графита встречаются преимущественно среди гнейсов. Графитовые рудные тела имеют в них форму типичных жил, которые, несомненно, образуются в результате заполнения открытых трещин графитом и сопутствующими ему минералами, кристаллизующимися из проникавших по этим трещинам газообразных эманаций. Классическими и в то же время единственными типичными пневматолитическими месторождениями

являются крупнейшие залежи Цейлона, которые разрабатываются уже более 100 лет.

Метаморфизированные угли в зависимости от метаморфизма (характера метаморфизующих агентов и степени их воздействия) изменяются от антрацита до типичного скрытокристаллического графита. При низкой степени метаморфизма иногда в одном и том же месторождении одновременно встречаются графит и антрацит (например, в Полтавском и Бреденском месторождениях на Южном Урале).

Лекция 4

План лекции:

1. Ручная сортировка и избирательное измельчение графита [45 с 77]
2. Флотация [14 с 395-396, 45 с 77-78]
3. Химическое обогащения [45 с 80-81]
4. Термическое обогащение [45 с 81]
5. Схемы обогащения и фабрики [10 с 331-332, 45 с 82-86]

2.3. Обогащение графитовых руд

Обогащение графитовых руд применяется для повышения содержания графита и удаления вредных примесей. Для определения целесообразности применения обогащения графита производится сравнение количества углерода, выгоревшего в струе кислорода при последовательном изменении температуры от 0 до 510 °С, от 510 до 695 °С, от 695 до 1 000 °С.

В соответствии с температурным интервалом и количеством выгоревшего углерода графитсодержащая порода характеризуется следующим образом. Все породы, в которых углерод выгорает в интервале температур до 510 °С, содержат графит непромышленного качества, поэтому не являются графитовым сырьем. Породы, в которых углерод выгорает в интервале температур 510–695 °С в количестве более 60 %, представляют промышленный интерес.

Породы, в которых углерод выгорает в интервале температур 695–800 °С и выше в количестве 1–2 %, представляют промышленный интерес и подлежат технологическим испытаниям с применением обогащения.

Возможность применения тех или иных методов обогащения к графитовым рудам определяется структурой графита, характером вмещающих пород и вредных примесей и назначением продукта. В настоящее время применяют ручную сортировку, избирательное измельчение,

химическое обогащение, флотацию, магнитное обогащение, термическое обогащение.

2.3.1. Ручная сортировка и избирательное измельчение

Для некоторых достаточно богатых руд применение ручной сортировки дает возможность получить продукт необходимого качества. Ручная сортировка является основным методом обогащения скрытокристаллических руд, для которых другие способы обогащения малоэффективны. Богатые руды чешуйчатого графита в Африке, Шри-Ланке (Цейлон), на рудниках в Чехословакии подвергаются только ручной разборке.

Наряду с ручной сортировкой при обогащении скрытокристаллических руд применяется избирательное измельчение, основанное на разности измельчаемости графита и пустой породы.

2.3.2. Флотация

Применение флотации дает возможность обогащать весьма бедные графитовые руды с содержанием 3–5 % графита.

Флотационная способность графита в значительной степени зависит от его структуры. Кристаллические и чешуйчатые графиты легко поддаются флотации, в то время как скрытокристаллические (аморфные) графиты флотируются плохо и отвальных хвостов обычно не получается.

Плохая флотируемость скрытокристаллических графитовых руд объясняется тем, что они являются тонковкрапленными, кроме того, присутствующие в них органические вещества депрессируют графит. Обжиг руды при малом доступе воздуха улучшает флотацию графитовых руд, содержащих органические примеси.

Графит хорошо флотируется с помощью одного вспенивателя (соснового масла или др.), а также с помощью собирателей, главным образом, керосина, мазута, нефти.

На фабриках Индии флотация ведется при $pH = 4-5$.

В результате исследования влияния ультразвука на разных стадиях флотации графита установлено повышение качества концентрата при использовании ультразвука при эмульгировании реагентов, диспергировании твердого материала в пульпе, кондиционировании реагентов и непосредственно в процессе флотации. Наибольший эффект был

достигнут при диспергировании твердого материала в пульпе. Из недостатков отмечено снижение скорости флотации и износ ультразвукового излучателя.

Исследователями предложен новый вспениватель РАС для флотации графита, являющийся более эффективным, недорогим и нетоксичным реагентом по сравнению со стандартно применяемым ВКП. Были проведены сравнительные исследования действия вспенивателей на свойства и устойчивость двух- и трехфазных пен, изучено влияние крупности и физико-химических свойств поверхности графита на процесс пенообразования. По данным лабораторных флотационных исследований, оптимальный расход РАСа в 3 раза меньше по сравнению с ВКП.

Для депрессии кварца, слюды, которые часто сопутствуют графиту, и ряда минералов пустой породы применяют жидкое стекло, для депрессии сульфидов – цианид, бихромат калия.

Разработкой технологии флотации скрытокристаллического графита занимались многие научно-исследовательские институты. Так, институтом Гипронинеметаллоруд из руды, содержащей 21,7 % золы, при крупности измельчения 81 % класса $-0,08$ мм по чисто флотационной схеме с 3-кратной перечисткой пенного продукта основной флотации был получен концентрат 1-го и 2-го сорта с содержанием углерода 91,4–82,6 %, при выходе 45,0 и 36,8 % и извлечении 52,1 и 38,7 %. Расход реагентов при этом составил: керосина – 3 кг/т, соснового масла – 10 г/т (среда щелочная). Химическое дообогащение полученного концентрата позволяло снизить зольность до 2,2 %.

В зарубежных странах обогащение скрытокристаллического графита ведется рудоразборкой (Австрия, Мексика) методом селективного измельчения, основанным на неодинаковой способности размола графита и пустой породы (Австрия, Италия) и флотационным методом (Австрия, Япония, Чехословакия).

В Австрии на фабрике Graphitwerke Kaiserberg перерабатывается руда с содержанием углерода 60 %. Предварительно раздробленная руда до флотационной крупности подвергается флотации с тремя перечистками и одним доизмельчением пенного продукта. При флотации используются керосин, жидкое стекло, сосновое масло. После обогащения получают концентрат с содержанием углерода 90–92 %.

На фабриках Индии процесс флотации ведется в кислой среде при $pH = 4-5$.

Установлено [19], что окисленный графит наиболее эффективно флотируется октиловым спиртом и каприловой кислотой. Для промышленных условий рекомендуется использовать реагент 13КП – кубовый

остаток производства 2-этилгексанола, который содержит значительное количество спиртов. Применение термообработки, подача едкого калия или кальцинированной соды позволяет извлекать в концентрат 83–87 % углерода [21–22].

Предложен [45] способ флотации графитовых руд с магнитогидродинамической обработкой пульпы и введением в зону действия магнитного поля апполярного собирателя. Внедрение этого способа на Завальевском графитовом комбинате позволило повысить извлечение графита на 1–1,5 % и снизить расход керосина на 6–8 %.

2.3.3. Химическое обогащение

Химическое обогащение применяется для удаления зольных примесей, бора и осуществляется несколькими способами:

1. Растворением углекислых минералов слабыми растворами H_2SO_4 и HCl . Пирит и магнетит удаляют крепкими растворами тех же кислот с добавкой хромпика или азотной кислоты. Также применяют еще соду и едкий натрий.

2. Очисткой графита с помощью комплексообразующих агентов K, Pb, Cr, F, Br, Cl, хлористых соединений металлов и другими.

3. Очисткой графита газами HF , Cl_2 , смесью дымовых газов с Cl_2 и хлорированными или фторированными углеводородами.

Превращение примесей может быть облегчено добавлением катализаторов – газообразных, добавляемых в газовый поток, или твердых, примешиваемых к графиту. Очистка может осуществляться селективно с преимущественным удалением железа или SiO_2 . В качестве очищающих газов применяют смесь дымовых газов с Cl или HF. Очистка графита ведется непрерывно или периодически в огнеупорных вертикальных шахтах или во вращающихся барабанах.

Например, 100 кг графита содержит 5 кг примесей, из которых 3 кг составляют силикаты; его загружают во вращающийся барабан, нагревают до 200 °С и в течение 5 ч обрабатывают 100 кг HF. После обработки силикаты полностью удаляют.

Например: $\text{SiO}_2 + 4\text{HF} = \text{SiF}_4\uparrow + 2\text{H}_2\text{O}$. Для более полного удаления SiF_4 , проводят дополнительное продувание руды инертным газом.

2.3.4. Термическое обогащение

Этот метод заключается в нагревании измельченного графита до 2 200–2 500 °С в электрической печи. При этом золообразующие примеси испаряются, а графит перекристаллизовывается, в результате чего ук-

рупняются кристаллы и улучшается качество графита. Этот метод применяется для получения графита высокой чистоты с содержанием золы 0,1–1 %. К рудам и концентратам применяется редко, чаще – для получения искусственного графита из угля.

2.3.5. Схемы обогащения и фабрики, перерабатывающие графитовые руды

Схемы обогащения графитовых руд обычно определяются структурой графита, характером вмещающих пород и включают в себя флотацию и другие методы обогащения (рис. 2.1., 2.2.).

В настоящее время в СНГ графит выпускают Завальевская обогатительная фабрика и Ждановская графитовая фабрика ПО «Кировград-графит», Красноярская фабрика, Кыштымский комбинат, Ногинский, Тас-Казганский и Ботогольский рудники.

Завальевская обогатительная фабрика работает на рудах кристаллического графита Завальевского месторождения. Схема их обогащения (рис. 2.3) включает: стадияльное дробление, измельчение до 50–60 % класса –0,074 мм, классификацию, стадияльную флотацию с перечистками и доизмельчением концентрата, мокрую классификацию, сушку и сухую классификацию. Для получения более качественных концентратов число доизмельчений увеличивают до семи, а перечисток – до девяти (рис. 2.4).

На большинстве зарубежных фабрик схемы включают основную, контрольную и 2–4 перечистные операции флотации с одним, двумя (не всегда) доизмельчениями концентратов перечисток в шаровых мельницах в замкнутом или открытом цикле с классификатором, а также другие методы обогащения.

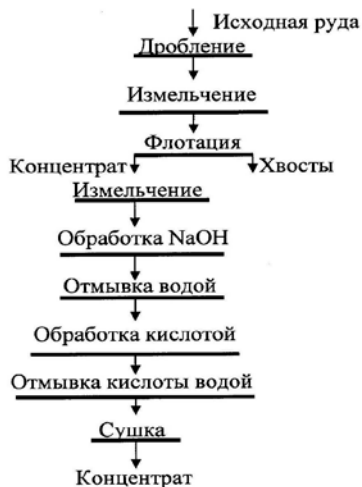


Рис. 2.1. Принципиальная схема обогащения скрытокристаллического графита

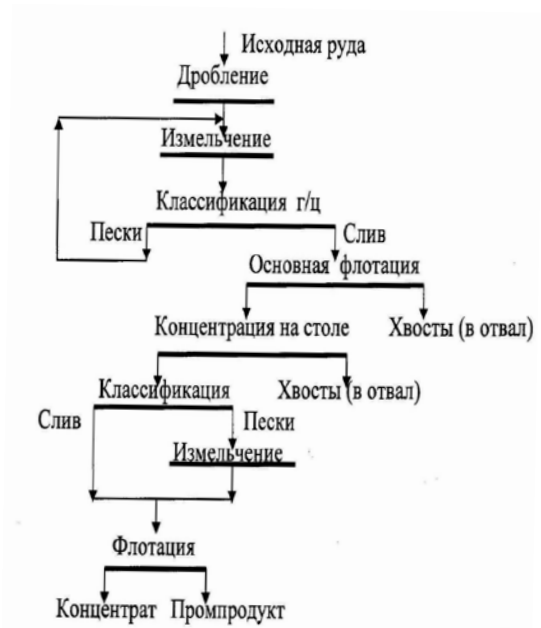


Рис. 2.2. Схема обогащения высокосернистого графита

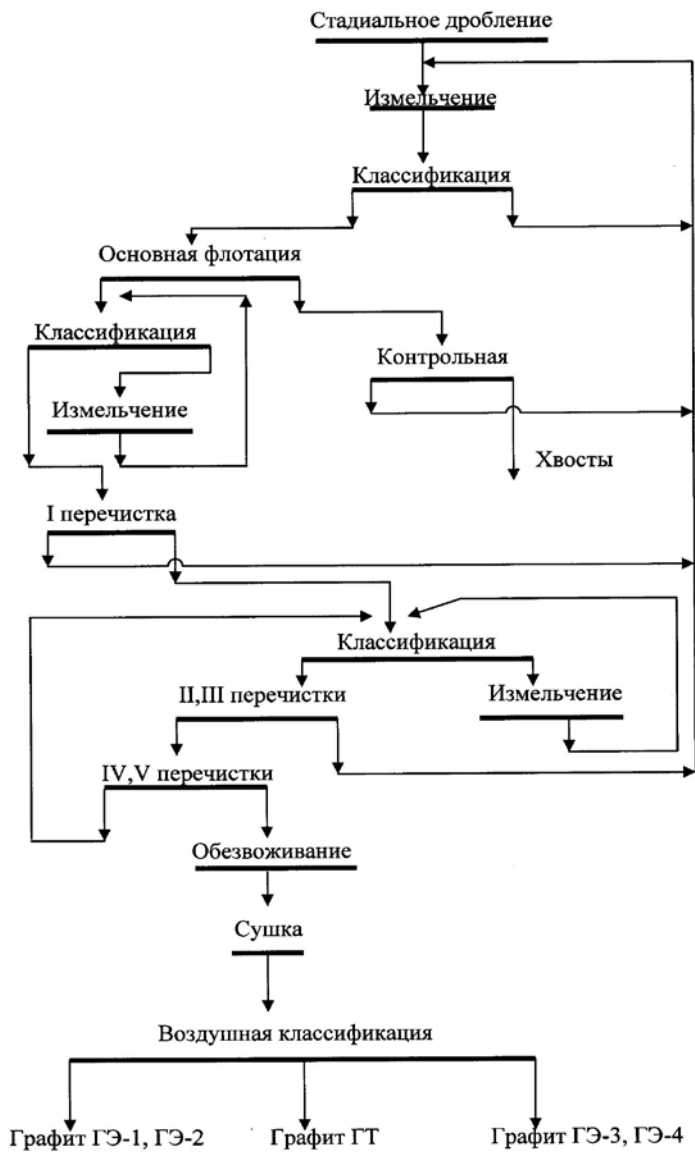


Рис. 2.3. Схема обогащения Завальевской обогатительной фабрики

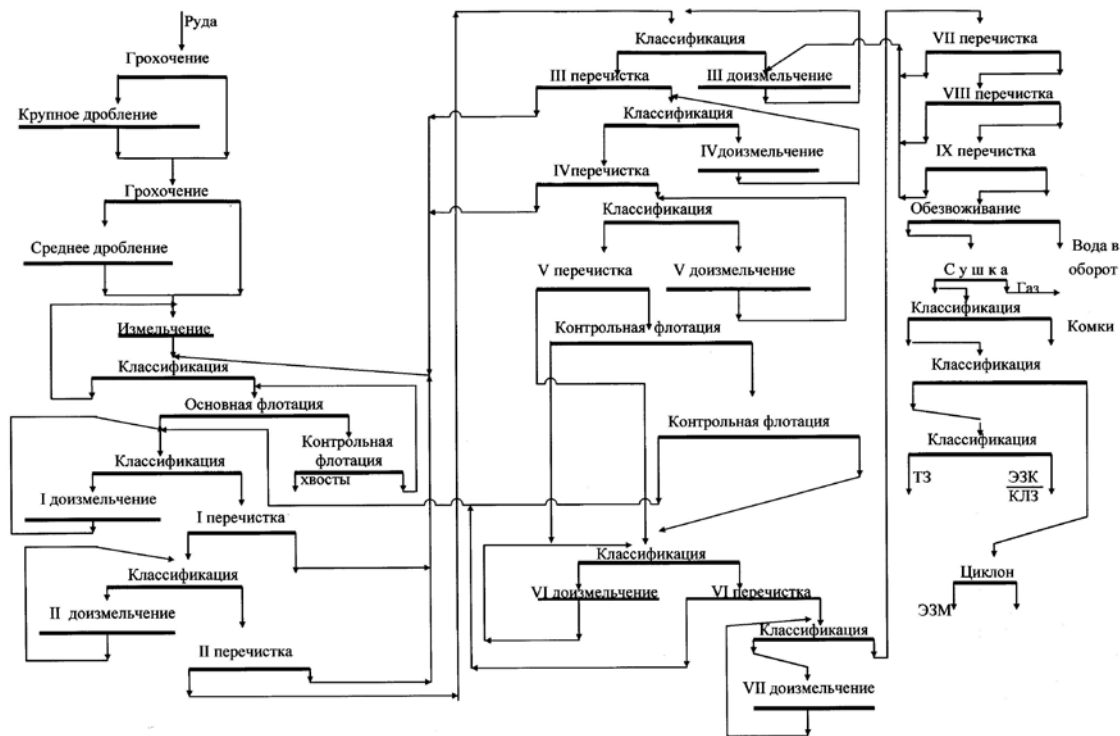


Рис. 2.4. Усовершенствованная схема обогащения Завальевской обогатительной фабрики

3. ТЕХНОЛОГИЯ АЛМАЗОВ

Лекция 5

План лекции: 1. Свойства алмазов и области их применения [45 с 90-93]

2. Месторождения алмазов [10 с 286-287, 45 с 94-97]

Алмаз – это редкий минерал и относится к драгоценным камням первого класса. Он состоит из чистого углерода и представляет собой одну из его кристаллических модификаций.

По состоянию на 01.01.2001 г. по объему прогнозных ресурсов Россия занимает первое место в мире. По разным оценкам они составили 35–50 % мировых [1–4]. Однако ресурсы категорий P_1 и P_2 , служащие ближайшим резервом для прироста запасов, не превышают 16 % суммарных.

Основная часть прогнозных ресурсов страны (около 65 %) приходится на приполярные районы Западной Якутии с неразвитой инфраструктурой. Из них на районы действующих алмазодобывающих предприятий приходится не более 10 %. Около 20 % ресурсов располагается в Архангельской области и только 10 % – в промышленно-развитых районах европейской части России.

По разведанным запасам Россия также занимает первое место в мире. Последние существенно превосходят суммарные разведанные запасы всех остальных стран мира, вместе взятых.

Качество алмазов в эксплуатируемых трубках России в среднем сопоставимо с качеством камней в главных месторождениях мира, но средние содержания алмазов в них выше, чем в большинстве зарубежных объектов.

За 2003 г. в России добыто 33 млн карат необработанных алмазов на 1,7 млрд дол. На втором месте находится Ботсвана. Всего в мире за год добывается около 150 млн кар (или 30 т). Основная часть приходится на Ботсвану, ЮАР, Канаду и Россию.

Основной недропользователь в сфере добычи алмазов в России – АК «АЛРОСА», которая является владельцем прав на разработку всех коренных и большей части россыпных месторождений алмазов в Республике Саха (Якутия). Правами на эксплуатацию россыпей в Анабарском и Приленском районах владеют две небольшие дочерние фирмы АК «АЛРОСА» – «ОАО Нижне-Ленское» и «ООО Алмазы Анабара».

Россия – второй в мире производитель алмазов (на ее долю приходится около четверти продаж), которая в 2,5 раза отстает от De Beers

Beers. По предварительным данным алмазная госмонополия «АЛРОСА» в 2005 г. продала камней на 2,55 млрд дол. (в основном через компанию Dee Beers).

Цены уже проданных камней довольно стабильны и составляют 58 дол. за карат. Российские алмазы оценили дешевле – 51 дол. за карат.

3.1. Свойства алмазов и области их применения

Удельный вес алмазов колеблется от 3,47 до 3,56 г/см³ и зависит от структуры камня, содержания примесей и их количества. Средний удельный вес алмазов равен 3,52 г/см³. Алмазы карбонадо вследствие их пористости и наличия включений угля и графита обладают обычно низким удельным весом, который колеблется от 3,012 до 3,416 г/см³.

Алмазы преимущественно бывают бесцветные и прозрачные, но встречаются и алмазы с различными оттенками – коричневого, красного, желтого, синего, голубого, зеленого и других цветов. Известны также алмазы черного цвета. Предполагают, что окраска алмазов зависит от примесей различных металлов, присутствующих в незначительных количествах. Часто окраска алмазов обусловлена включениями, появившимися или в процессе роста кристалла, или после его образования. Встречаются кристаллы алмаза в «рубашке», состоящей из окислов железа, марганца и кальция.

Абсолютно прозрачные алмазы – голубовато-белые кристаллы, или алмазы чистой воды, – довольно редки и очень высоко ценятся.

При нагревании окраска некоторых алмазов может изменяться, но со временем их первоначальный цвет восстанавливается. Иногда окраска алмаза бывает связана с поверхностными зонами кристалла и исчезает после огранки. Облучение алмазов в атомном реакторе изменяет их цвет. Одновременно с изменением окраски алмазы приобретают радиоактивные свойства, которые исчезают через несколько дней.

В настоящее время алмазы можно окрашивать в голубой цвет искусственно – путем соответствующей бомбардировки электронами или гамма-лучами.

Прозрачные кристаллы отличаются очень сильным алмазным блеском, у непрозрачных он слегка жирноватый и металлический. Сильный блеск алмаза обусловлен высоким показателем преломления и большой дисперсией. Показатель преломления его колеблется от 2,402 до 2,465, дисперсия составляет 0,063.

Луч света, входя в кристалл, претерпевает у противоположной поверхности полное внутреннее отражение, а при выходе снова распадается на составные лучи спектра и дает ту замечательную игру цветов, которая так ценится в ювелирных алмазах.

Под действием некоторых лучей алмазы излучают видимый свет – люминесцируют. Цвет и интенсивность свечения в различных лучах изменяются в больших пределах. Катодные и рентгеновские лучи вызывают свечение почти всех разновидностей алмазов, в ультрафиолетовых лучах светятся только некоторые из них. В катодных лучах светятся также многие другие минералы, поэтому в обоганительной практике применяются в основном рентгеновские лучи, которые обеспечивают высокую селективность и почти полное свечение в них кристаллов алмаза. В качестве возбудителей люминесценции алмазов используют также облучение γ - и β -частицами – радиоактивное излучение изотопов. Алмазы карбонадо не люминесцируют, но в катодных лучах светятся красным цветом.

Алмаз не магнитен, но отдельные его разновидности обладают слабыми парамагнитными свойствами, близкими к свойствам кварца. Магнитные свойства некоторых кристаллов алмаза могут вызываться присутствующими в них включениями, имеющими повышенную магнитную проницаемость (магнетит, ильменит).

Обычные алмазы не электропроводны, но некоторые разновидности обладают пиро- и пьезоэлектрическими свойствами. В результате облучения отдельных кристаллов алмаза ультрафиолетовыми или другими лучами они приобретают свойство фотопроводности – начинают заметно проводить электричество. При трении кристаллов о сукно они электризуются положительным зарядом.

В настоящее время делаются попытки вводить мельчайшие частицы алюминия в обычные алмазы диффузией при высоких температурах. Эксперименты показывают, что введение таких примесей является одним из методов превращения обычных алмазов в полупроводники без ухудшения их основных свойств.

Установлено, что алмазы могут применяться в качестве заменителей кристаллов германия и кремния в полупроводниках – триодах (транзисторах) для промышленных и оборонных целей. Несмотря на то, что большинство алмазов являются непроводниками, некоторые голубые алмазы, представляющие собой хорошие полупроводники, могут работать в транзисторах. Если германиевый транзистор может быть использован при температурах до 75 °С, а транзистор из кристалла кремния –

при температурах до 125 °С, то алмазные транзисторы могут применяться при температурах до 500 °С.

Голубые алмазы могут быть применены для измерения малейших изменений температуры. Чувствительность алмаза как элемента термометра (термистора) достигает 0,002 °С. Они могут успешно конкурировать с другими термисторами вследствие высокой кислотоупорности и термостойкости. Полагают, что эти алмазы могут сыграть важную роль в космических полетах и в медицине.

Алмазы не растворяются в кислотах и царской водке даже при нагревании. В расплаве соды или калиевой селитры или при кипячении со смесью двуххромовокислого калия и серной кислоты поверхность алмаза окисляется.

Алмаз хорошо проводит тепло. Продолжительное нагревание в воздухе при температуре 850–1 000 °С или быстрое разогревание в струе кислорода при температуре 720–800 °С приводит к сгоранию алмаза, который превращается в углекислоту. При нагревании без доступа воздуха до 2 000–3 000 °С алмаз переходит в графит.

Крупность алмазов измеряется в метрических каратах: один метрический карат равен 0,2 г. Самый крупный из найденных алмазов («Куллинан») весил 3 025,75 кар. Однако кристаллы крупнее 1 кар встречаются редко, алмазы весом в несколько десятков карат считаются уже большой редкостью.

По назначению алмазы разделяют на ювелирные и технические. До 80 % добываемых в мире алмазов используется в промышленности и около 20 % применяется как ювелирные. В настоящее время легче назвать области науки и техники, где алмазы не используются, чем перечислять все области, где они применяются или могут применяться.

Наиболее крупные и красивые кристаллы алмазов являются драгоценными камнями, используются в ювелирном деле и называются ювелирными алмазами. Ювелирные алмазы лучшего качества должны иметь совершенную форму, высокую прозрачность, красивую и равномерную окраску без трещин и включений. По степени прозрачности и блеску различают камни первой, второй и третьей воды. После огранки ювелирные алмазы называют бриллиантами.

К техническим относятся алмазы, непригодные для ювелирных целей. Среди них различают несколько сортов: борт, карбонадо, баллас. В число технических алмазов включают также алмазы ювелирного размера, но не обладающие качествами, позволяющими использовать их как ювелирные.

К бортам относят недостаточно чистые камни или сrostки кристаллов. В зависимости от внешней формы, цвета, наличия трещин их делят на несколько классов. Дробленый борт представляет собой определенный тип алмазов, имеющих радиальную или беспорядочную кристаллическую структуру без ясных плоскостей расслаивания, пригодных только для дробления и получения из них таким путем порошка.

Карбонадо – это разновидность алмазов мелкокристаллической структуры и темной окраски. Цвет у них бывает от черного до темно-синего. Поверхность кристалла – черная, блестящая, со смолистым или полуметаллическим оттенком.

Балласы – это те же борты, но шарообразной формы. Ядро балласа имеет крупнокристаллическое строение, поверхность у него – тонкозернистая. Эта особенность строения балласов делает их более крепкими по сравнению с бортами.

Технические алмазы благодаря высокой твердости применяются в стекольной промышленности, граверном деле, точной механике, в производстве режущего инструмента и первоклассного абразива.

Алмазы находят применение в качестве подшипников в хронометрах, счетчиках, измерительных и других приборах, где требуется высокая точность. Такие важные свойства, как большая твердость, высокое сопротивление истиранию, низкий коэффициент трения, весьма малые коэффициенты линейного и объемного расширения, сопротивление коррозии делают алмазы идеальным подшипниковым материалом.

Алмазные волокна незаменимы для волочения проволоки, для которой требуется особая точность размера, совершенная округлость и гладкая поверхность. Стойкость алмазных волокон в сотни раз выше стойкости твердосплавных волокон. Они обеспечивают получение проволоки с более жесткими допусками и высокую производительность волочения.

Крупнейшим потребителем алмазов среди капиталистических стран являются США. За неимением собственных источников алмазного сырья США приходится ввозить в большом количестве ограненные технические алмазы и алмазные инструменты из Европы, Израиля и других стран. США ежегодно ввозят 60–80 % всей мировой добычи алмазов. Однако удельный вес США в потреблении технических алмазов за последние годы снижается. Это объясняется резким увеличением потребления алмазов в других странах.

Так, Япония потребляет большое количество алмазной пудры, в виде которой в последнее время используется около 85 % всего количества технических алмазов, потребляемых в стране. Здесь имеется много

предприятий по производству алмазного инструмента – стеклорезов, волок, буровых коронок и инструмента для правки шлифовальных кругов.

Неизменно возрастает потребление ювелирных алмазов, и спрос на них значительно превышает предложение. Одновременно развивается и гранильное производство, сосредоточенное в настоящее время в Бельгии, Израиле, США, Германии и ЮАР. Эти страны являются главными потребителями ювелирных алмазов.

3.2. Месторождения алмазов

До сравнительно недавнего времени основное значение в добыче алмазов имели современные и более древние третичные, преимущественно аллювиальные, россыпи. Доля их в мировой добыче превышала 90 %, но за последние годы она заметно снизилась (примерно до 65 %) в связи с истощением многих богатых россыпей и открытием богатых коренных месторождений.

Среди коренных месторождений различают два типа: кимберлитовый и перидотитовый. Все известные промышленные месторождения алмазов принадлежат к кимберлитовому типу. Крупных коренных месторождений перидотитового типа не обнаружено, но считают, что отдельные россыпи образовались из алмазосодержащих пород этого типа.

Кимберлиты залегают в месторождениях преимущественно в виде трубчатых тел, реже встречаются жилы и дайки. В настоящее время известны сотни кимберлитовых трубок, а также ассоциирующих с ними сходных по составу дайкоподобных образований, особенно широко распространенных в странах Африки и в ряде восточных районов России. Падение трубок обычно очень крутое, в верхней части трубок имеется раструб. Диаметр трубок изменяется от 40 до 60 м. Жилы и дайки имеют мощность от нескольких сантиметров до нескольких десятков метров и длину по простиранию от нескольких метров до десятков километров.

Трубки заполнены ультраосновной глубинной плотной туфообразной породой – кимберлитом, главной составной частью которой является оливин. Помимо оливина, в состав кимберлита входят пироп (красно-фиолетовый гранат), хромдиопсид (моноклинный пироксен), шпинель, хромит, корунд, рутил, ильменит, кальцит, доломит, халцедон и другие изверженные, метаморфические и осадочные породы.

В верхних частях трубки кимберлит подвергается разложению в результате процессов выветривания. Глубина и степень выветривания зависят от характера кимберлита, климатических условий, времени и

других факторов, а интенсивность выветривания прослеживается до глубины 40 м. В южноафриканских трубках порода в верхней выветрелой зоне имеет желтую окраску, откуда и получила название «желтая земля». По мере уменьшения степени выветривания с глубиной окраска становится голубоватой и порода называется «голубой землей».

На происхождение алмазов в кимберлитах существует несколько точек зрения. Согласно одной из них алмазы выкристаллизовались из магмы под большим давлением и при высокой температуре и были затем вынесены в верхние части трубок. По другим воззрениям алмазы образовались из близлежащих пород, захваченных кимберлитовой магмой. Третьи считают, что алмазы были вынесены кимберлитовой магмой из глубинных частей земной коры. Наиболее вероятной считают первую точку зрения.

Среднее содержание алмазов в отдельных частях трубок подвержено большому колебанию. В наиболее богатых трубках оно достигает нескольких карат на 1 м³ породы. С глубиной содержание алмазов обычно уменьшается.

Алмазные россыпи, как и россыпи других полезных ископаемых, образуются в течение длительных этапов геологической истории, характеризующихся интенсивным развитием эрозионных процессов. На протяжении каждого из этих этапов происходит разрушение первичных и вторичных месторождений алмазов. Продукты разрушения перемещаются вниз по склонам возвышенностей, а затем вдоль речных долин до побережья океанов, морей и других крупных водоемов. На всем пути миграции выветрелого материала в определенной последовательности возникают различные генетические типы россыпей.

Среди алмазных россыпей выделяют несколько генетических типов, а именно: элювиальные, делювиальные, аллювиальные, ложковые и морские россыпи. Различают россыпи древней и современной речной сети. К россыпям древней речной сети относят долинные и верхних террас, к современным – русловые и нижних террас. Имеются и промежуточные типы. Древние россыпи обычно представлены плотными песчаниками и конгломератами. Современные россыпи состоят большей частью из рыхлых пород – гравия, песка и глины.

В элювиальных россыпях концентрация алмазов происходит в результате выщелачивания и выдувания из кимберлитов мелких и растворимых компонентов. Наиболее интенсивно эти процессы протекают в областях с влажным и теплым климатом.

Делювиальные россыпи, за редким исключением, имеют незначительное промышленное значение вследствие того, что они сильно разубожены пустым материалом подстилающих и окружающих пород.

Аллювиальные алмазные россыпи бывают самых разнообразных размеров. Длина их обычно не превышает нескольких километров при ширине 100–200 м. Мощность алмазоносного пласта небольшая – 0,2–0,8 м и редко бывает более 1 м.

Морские россыпи возникают в прибрежной полосе обычно в районе устьев алмазоносных рек и обязаны своим происхождением действию морских течений на материал подводных дельт.

Содержание алмазов в россыпях сильно колеблется: наряду с совершенно пустыми участками имеются участки, содержащие в разрабатываемых россыпях обычно не ниже 0,1 кар на 1 м³.

Промышленные месторождения алмазов – кимберлитовые трубки, древние и современные россыпи – известны только на древних платформах, в тех частях, где широко развит кимберлитовый и ультраосновной – щелочной с карбонатитами магматизм.

Наибольшее число кимберлитовых трубок (более 1 000) установлено на африканской платформе. Южно-Африканская, охватывающая Намибию, Ботсвану, ЮАР и Лесото. В ЮАР находится более 300 кимберлитовых трубок.

Якутская (Сибирская) алмазоносная провинция располагается между Тунгусской синеклизой с широко проявленными эффузивными трапами и Предверхоанским прогибом. Выявленные здесь кимберлитовые трубки группируются в несколько алмазоносных полей.

Промышленная алмазоносность, связанная как с кимберлитами, так и с россыпями (преимущественно), характерна также для Южно-Американской, Китайско-Корейской, Южно-Китайской и Австралийской платформ. Прогнозируемые объемы производства алмазов в России показаны в табл. 3.1.

Таблица 3.1

Прогнозируемые объемы производства алмазов в России,

млн дол. США

Год	2002	2004	2010	2020
Прогнозируемые объемы	1 100	1 000	2 300	3 000

Лекция 6

План лекции: 1. Дезинтеграция песков и руд алмазов [10 с289-291]
2. Гравитаци [10 с291-293, 45 с 101-103]
3. Фотометрическая сепарация [10 с 294-295, 45 с103-105]

3.3. Обогащение алмазов

Извлечение алмазов отличается от других полезных ископаемых некоторыми особенностями. Содержание алмазов в исходном сырье составляет всего 0,000 005 %. Кроме того, в процессе обработки руды необходимо осторожно применять операции дробления и измельчения ввиду хрупкости алмазов и резкого снижения их ценности с уменьшением размеров кристаллов.

Технология извлечения алмазов обычно включает:

- дезинтеграцию исходного сырья и превращение его в рыхлую смесь для освобождения алмазов от их связи с другими компонентами;
- получение первичных концентратов разделением рыхлой смеси на два продукта, в одном из которых, значительно меньшем по объему, сконцентрированы алмазы;
- извлечение алмазов из полученных таким образом первичных концентратов.

При обогащении кимберлитов и песков россыпных месторождений применяют в основном одни и те же процессы.

3.3.1. Дезинтеграция песков и руд коренных месторождений

Дезинтеграция имеет целью высвободить из вмещающей массы алмазы. В результате этого процесса получается рыхлая смесь, позволяющая отделить алмазы от пустой породы. Россыпи уже в естественном состоянии в значительной степени разрыхлены, поэтому при их обработке применяют простейшие способы дезинтеграции и промывку. Дезинтеграция руд коренных месторождений более сложна, так как в них кристаллы алмаза прочно связаны с пустой породой. В этом случае применяют дробление или разрыхление в процессе выветривания.

В качестве способа активации процесса разрушения кимберлитовых пород испытан электрохимический метод обработки минерализованной воды перед подачей ее в мельницу самоизмельчения. Разработанный способ обеспечивает сохранность кристаллического материала и

целенаправленное изменение свойств поверхности алмазов в момент их раскрытия для подготовки алмазосодержащего материала перед физико-химическими процессами обогащения.

Для решения вопроса повышения качественных и цветовых характеристик алмазных кристаллов предложен метод очистки их поверхности электрохимически обработанными водными системами, позволяющими без применения химических реагентов не только повысить качество обрабатываемой поверхности, но и сократить расход концентрированных кислот и щелочей на аналогичные операции в цехе окончательной доводки алмазных концентратов. Высокое насыщение продуктов электрохимической обработки мелкодисперсными электролизными газами позволяет им проникать по поверхностным трещинам в глубь кристалла, а высокая концентрация содержащихся в них определенных химических веществ, полученных электрохимическим путем и обладающих высокой химической активностью, делает возможным растворение мазутных и нефтяных вкраплений внутри трещин с последующим выделением на поверхности кристалла.

С целью доочистки поверхности алмазов, а также для снижения расхода кислот и щелочей и нейтрализации кислых продуктов в схеме ЦОД МГОКа были разработаны экспериментальные модули электрохимической установки ЭХАН, предназначенной для получения продуктов электрохимически обработанной воды с различными кислотно-основными и окислительно-восстановительными свойствами.

В процессе испытаний были выполнены эксперименты по использованию кислых и щелочных продуктов электролиза водных систем для сокращения расхода кислот и щелочей в технологическом процессе очистки и окончательной доводки алмазных концентратов, а также для нейтрализации кислых стоков. Была установлена технологическая целесообразность применения щелочного продукта электролиза – католита для нейтрализации кислых стоков технологического процесса с исключением химического реагента – едкого натрия. В настоящее время проводится реконструкция ЦОД с учетом применения разработанной технологии электрохимической подготовки водных систем в технологической схеме окончательной доводки алмазных концентратов.

Алмазоносные кимберлитовые трубки разбросаны по обширной территории в практически неосвоенных, малопригодных для постоянного проживания, незаселенных районах. Поэтому строительство в таких местах крупных горно-обогатительных комбинатов, которые окажутся невостребованными после завершения эксплуатации коренных источников или россыпей, нецелесообразно. Создание модульных обогатитель-

ных установок – одно из возможных направлений освоения месторождений заполярных территорий.

Все операции рудоподготовки и предварительного обогащения на отдаленных и малопродуктивных месторождениях могут быть осуществлены на связанных между собой модульных установках по типу промывочных приборов, широко используемых при обогащении россыпного золота. С помощью такого комплекса с 1 000 т переработанной руды может быть получено лишь несколько сотен килограммов обогащенного продукта, который может быть доставлен, например вертолетом, на ближайшую действующую обогатительную фабрику для дальнейшего обогащения и окончательной доводки.

Компания Diamond Claimer начала производство передвижных автономных машин для извлечения алмазов, в которых процесс извлечения включает засасывание алмазоносного материала с разгрузкой в промывочный барабан отверстиями диаметром 6 мм, оборудованный орошающими штангами. Для обезвоживания первичного концентрата используется грохот с отверстиями диаметром 1 мм. Концентрат поступает в концентрационный лоток с вертикальным валом, оборудованным горизонтальными рукоятями с полиуретановыми скребками. Вращение лопастей приводит к перемещению тяжелых минералов на периферию лотка с разгрузкой через небольшой бункер на жировой концентрационный стол с тремя наклонными ступенчатыми качающимися плитами.

Пески россыпных месторождений представляют собой в основном разрыхленный материал, в котором составляющие компоненты находятся в свободном состоянии. Поэтому при их обработке ограничиваются обычно простыми способами дезинтеграции – отмывкой глины и грохочением.

Дезинтеграция песков часто совмещается с операцией классификации по крупности. Для этой цели широко применяют барабанные грохоты, которые во многих случаях вытеснили другие типы грохотов. Крупные фракции песков и коренных пород отделяются на колосниковых грохотах.

Разрыхление глин в простом дезинтеграторе, например в бутаре, часто не дает положительных результатов, поэтому для такого типа песков применяют специальные аппараты.

Дезинтеграция коренных пород – более сложный процесс, так как кристаллы алмазов прочно связаны с пустой породой. Известны два способа дезинтеграции коренных пород: выветривание и механическое дробление.

За последнее время почти все фабрики перешли на механическое дробление и редко где применяется выветривание. Чтобы не повредить алмазы, не допускают большой степени дробления. Степень дробления определяют опытным путем на каждом предприятии и колеблется она от 2 до 5. Необходимость полной сохранности кристаллов алмазов заставляет производить дробление в несколько стадий с включением после каждой из них обоганительных операций, благодаря которым из дальнейшей обработки исключается часть материала, уже не требующая дробления. Как правило, дробление является трехстадиальным, кроме того, часто производится додрабливание хвостов. Для крупного и среднего дробления обычно используются конусные дробилки.

Мелкое дробление производится в конусных и валковых дробилках. При дроблении на валках степень дробления принимается минимальной – не более 1,5–2.

Кимберлитовая порода при дроблении раскалывается по плоскостям спайности отдельных компонентов, в результате чего алмазы легко выкрашиваются из нее.

В настоящее время на передовых зарубежных предприятиях для дезинтеграции алмазосных кимберлитов применяется стадийное дробление в дробилках безударного действия с обогащением между стадиями. Дробление руд в России (Якутских) алмазных месторождений с высоким содержанием глины и ископаемого льда имеет весьма низкую эффективность. Поэтому на отечественных алмазоизвлекающих фабриках основным процессом дезинтеграции исходного сырья и промпродуктов стал процесс мокрого самоизмельчения в мельницах большого диаметра (мельницы типа ММС 70х23, СТЭ 90х30А, Роксайд). Вместе с тем крупные промпродукты не содержат глины и, следовательно, могут успешно додрабливаться.

Сочетание самоизмельчения со стадийным дроблением в схемах рудоподготовки отечественных фабрик позволило бы снизить удельный расход электроэнергии, так как процесс дробления менее энергоемок и сократить число дорогостоящих мельниц. Однако еще более важными показателями в данном случае могут служить выход алмазов из сырья и их товарная стоимость, что определяется избирательностью процессов дезинтеграции. Для прогноза эффективности применения указанной схемы достаточно определить относительную избирательность процессов.

Внедрение вибромельниц ВМ-200м на обоганительных фабриках позволило значительно повысить извлечение алмазов физико-химическими методами обогащения.

3.3.2. Гравитация

Для получения грубых концентратов используют гравитационные процессы – концентрацию в чашах, отсадку, обогащение в тяжелых суспензиях, на винтовых сепараторах и столах. Эти процессы основаны на несколько большем удельном весе алмазов по сравнению с минералами пустой породы.

Конечная обработка гравитационных концентратов для сокращения их объема и извлечения алмазов осуществляется различными методами. Для этой цели используют обогащение на липких поверхностях (жировой процесс), электрическую сепарацию, избирательное измельчение, рентгенолюминесцентную сепарацию, флотацию, разделение в тяжелых жидкостях и ручную сортировку.

Концентрация в чашах применяется с равным успехом как для обработки песков, так и для обработки руд коренных месторождений. Чаша представляет собой металлический кольцеобразный сосуд с вертикальными стенками. Иногда стенки по внешней окружности делаются слегка наклонными.

Для удаления хвостов и шламов в чашах предусмотрен сливной порог в виде прямоугольного выреза со стороны внутренней стенки. Высота и ширина порога регулируется в зависимости от характера обрабатываемого материала.

Для взмучивания материала и перемещения концентрата по дну чаши к выпускному отверстию имеется специальный механизм.

Производительность чаши зависит от ее размеров (производительность чаши диаметром 4 270 мм колеблется от 25 до 40 т/ч) и в большей степени от характера обогащаемого сырья. Так, при обработке алмазосодержащих туфов месторождения Маджагаван (Индия) максимальная производительность чаши диаметром 2 440 мм составляет только 5 т/ч.

Извлечение алмазов в концентрационных чашах составляет 80–90 %, иногда оно достигает 95 % и более.

Слив первичных чаш часто обрабатывают вторично в контрольных чашах. Концентраты с обеих чаш объединяют и направляют в дальнейшую обработку. Иногда применяется трехкратная обработка в концентрационных чашах. Концентрационные чаши применяют на многих предприятиях: они установлены не только на старых, но и на вновь построенных или реконструированных фабриках. Достоинствами этих аппаратов является простота устройства, большая производительность, малый расход воды и сравнительно высокая степень концентрации. Отделение тяжелых минералов от пустой породы в концентрационных чашах

особенно эффективно, если в руде имеется соответствующее количество глины для образования пульпы (ванны), которая способствует выносу легких частиц руды, не препятствуя осаждению тяжелых минералов.

Отсадка до недавнего времени была одним из наиболее распространенных процессов гравитационного обогащения алмазосодержащих руд и россыпей.

При обогащении алмазов отсадка может производиться без постели с разгрузкой концентрата с решета и с искусственной постелью с разгрузкой концентрата под решето. Отсадка без постели обычно применяется при незначительном содержании тяжелой фракции в обогащаемом материале. В этом случае концентрат снимают с решета два-три раза в смену. Чаще всего отсадку проводят с искусственной постелью с получением подрешетного концентрата.

Обогащаемый материал перед отсадкой подвергается классификации по узкой шкале. Коэффициент шкалы классификации обычно не превышает 2.

К недостаткам отсадки относятся большой удельный расход воды, значительное число работающих агрегатов, необходимость большого штата обслуживающего персонала, большой расход сит на предварительное грохочение перед отсадкой и в отсадочных машинах.

В России для обогащения алмазов с разгрузкой с решета используются отсадочные машины типа МОД-4, с разгрузкой концентрата под решето – машины серии МО-105, МО-212, МО-318, а также применяются машины типа ОПМ-12, ОПМ-13 и ОПМ-14.

Концентрация на винтовых сепараторах применяется для обогащения мелкого класса (менее 2 мм). У нас используются винтовые сепараторы типа СВ-2-200, СВ-1500А. Сепаратор СВ-1500А состоит из винтового желоба в 3,5 витка, укрепленного на каркасе. В середине имеется центральная труба, к которой крепится желоб. Внешний борт винтового сепаратора желоба выше внутреннего и верхняя кромка предотвращает перелив питания. Выход концентрата составляет 35–40 %.

Обогащение в тяжелых суспензиях в настоящее время получило широкое применение на многих фабриках. Благодаря простоте, высокой эффективности и экономичности этот метод во многих случаях вытеснил отсадку и концентрацию в чашах. Обогащение в тяжелых суспензиях осуществляется в сепараторах, а мелкого материала (менее 1,5 мм) – в гидроциклонах, которые обеспечивают достаточную четкость разделения при плотности суспензии значительно меньшей, чем в обычном сепараторе. В качестве утяжелителя используют измельченный магнетит или ильменит, которые часто получают попутно в про-

цессе извлечения алмазов при доводке концентратов, а также молотый гранулированный ферросилиций.

На протяжении нескольких лет у нас и за рубежом ведутся исследования по обогащению алмазосодержащих руд и россыпей в тяжелых жидкостях – Клеричи, М-45, сульфамате свинца, тетрабромэтано и др. При испытаниях с применением гидроциклона получено извлечение более 99 % алмазов крупностью до 0,000 33 кар. Для хорошего разделения в тетрабромэтано необходимы гидроциклоны малого диаметра.

Предполагается, что в результате этих исследований может быть разработан комбинированный процесс с применением последовательной обработки в тяжелых суспензиях и тяжелых жидкостях, который сможет заменить обогащение в концентрационных чашах, отсадку, жировой процесс и ручную сортировку.

Для гравитационного обогащения алмазов в зарубежной практике большое внимание уделяется трубчатому гидравлическому сепаратору «Лаводюн». Для обогащения более тонкого материала сконструирован аппарат «Лавофлукс», разделение в котором происходит в ламинарном потоке. Обогащение производится в наклонных трубках прямоугольного сечения. Обогащаемый материал подается в аппарат несколько ниже середины трубы. Тяжелые минералы оседают в нижней части трубы, образуя в этом месте подвижную постель. Осевшие частицы скользят в сторону разгрузки тяжелой фракции и попадают в боковое отверстие, через которое тяжелая фракция поступает в трубку и удаляется из аппарата.

3.3.3. Фотометрическая сепарация

При фотометрической сепарации используется высокая отражательная и рассеивающая способность алмазов, резко отличающая их от сопутствующих минералов. В этом процессе на алмазосодержащий материал направляется пучок света, который, отражаясь, попадает на фотоэлемент, представляющий собой часть электрической цепи. В цепи возбуждается ток и срабатывает автоматическое устройство, позволяющее отделить алмазы с некоторым количеством зерен пустой породы от материала, не содержащего алмазы.

Впервые фотометрический сепаратор был испытан в производственных условиях на руднике «Премьер» (ЮАР), где алмазы извлекают из кимберлитов, а затем на предприятии фирмы КДМ, где алмазы встречаются в аллювиальных песках.

Исследовательской лабораторией в Иоганнесбурге разработана установка с сепаратором для извлечения крупных алмазов. Она состоит

из бункера для исходного материала, конвейера с резиновой лентой, ленточного питателя, обеспечивающего равномерное распределение на ленте обрабатываемого материала при достаточном расстоянии между частицами алмазов и породы. На пути от бункера к световому потоку располагается экран, заслоняющий световой поток, который падает на движущийся по ленте материал от оптической системы, воспринимающей свет, отраженный поверхностями алмазов. Частично свет отражают и некоторые минералы пустой породы, но его интенсивность очень мала и при достаточно больших расстояниях между частицами этих минералов оптическое устройство не приводит в действие исполнительный механизм.

Лекция 7

План лекции: 1.Люминесцентная сепарация алмазов [10 с 295, 45 с 106-109]
2.Флотация[10 с295,45 с 110-113]

3.3.4. Люминесцентная сепарация

Люминесцентная сепарация – это метод разделения, основанный на избирательной способности алмазов излучать видимый свет – люминесцировать. Явление люминесценции алмазов складывается из двух процессов – поглощения возбуждаемой энергии и ее излучения. Люминесценция алмазов возбуждается поглощением ультрафиолетового, рентгеновского и гамма-излучения, а также бомбардировкой частицами высокой энергии (катодными лучами, бета- и альфа-частицами). Для извлечения алмазов практическое применение нашли рентгенолюминесценция и радиолюминесценция.

Причина люминесценции алмазов до сих пор точно не установлена. Принято считать, что она обусловлена примесями, присутствующими в кристаллической решетке алмаза, но этой точке зрения противопоставляются соображения индийских физиков, которые объясняют люминесценцию алмазов особенностью их структуры.

Цвет и интенсивность рентгенолюминесценции отличаются у различных алмазов. Цвет изменяется от голубого и желтого до розового. С увеличением размера кристаллов алмаза интенсивность свечения повышается, но встречаются алмазы, не подчиняющиеся этой закономерности. Черные, непрозрачные алмазы (баллас, карбонадо), состоящие из мелких, беспорядочно ориентированных кристаллов, не люминесцируют.

В простейшем виде люминесцентная сепарация осуществляется в аппарате с визуальным обнаружением алмазов, светящихся в рентгеновских лучах, и ручным удалением кристаллов.

В автоматически действующих рентгенолюминесцентных сепараторах вместо визуального обнаружения и ручного удаления алмазов с транспортной ленты применяется фотоэлектронный умножитель, преобразовывающий световой импульс люминесценции в электрический, и исполнительный механизм, отбрасывающий светящиеся кристаллы алмаза в приемник.

Работа люминесцентного сепаратора основана на использовании избирательной люминесценции алмазов при возбуждении их источником ионизирующего излучения. Световая вспышка усиливается фотоумножителем, и электрический импульс заставляет срабатывать механическое устройство, отделяющее алмаз и некоторое количество породы в приемник.

Наряду с алмазами люминесцируют и некоторые сопутствующие минералы (циркон, шеелит, разновидности кальцита и др.). Количество световых вспышек на сепараторе поэтому обычно превышает количество содержащихся в материале кристаллов алмаза. В связи с этим выход концентрата увеличивается. В случае большого количества других люминесцирующих минералов этот метод извлечения алмазов становится непригодным.

На обогатительных фабриках АК «Алмазы России – Саха» рентгенолюминесцентной сепарацией получают алмазы в количестве, определяющем более 90 % стоимости товарной продукции.

Эффективность применения РЛ-сепараторов российского производства определяется низкими затратами на обогащение руды крупностью +5 мм, высокими показателями извлечения алмазов, степенью сокращения руды и автоматизации технологического процесса, экологической чистотой технологии. Примерная технологическая схема с применением РЛ-сепараторов показана на рис. 3.1.

Спецификой северных условий является необходимость разогрева мерзлых руд перед обогащением, который осуществляется в мельницах самоизмельчения. Процесс рудоподготовки заканчивается формированием потоков мокрой руды различных классов крупности. Добыча алмазов из руды крупностью +5 мм производится с применением только РЛ-сепараторов. При добыче алмазов из руды крупностью –5 мм РЛ-сепараторы используют на стадиях предварительной и окончательной доводки, в перечистных и контрольных операциях.

Основным направлением дальнейшего развития и совершенствования РЛ-сепарации алмазосодержащих руд с целью снижения эксплуатационных затрат и повышения качества продукции является создание гибких, управляемых, адаптируемых к изменению свойств обогащаемой

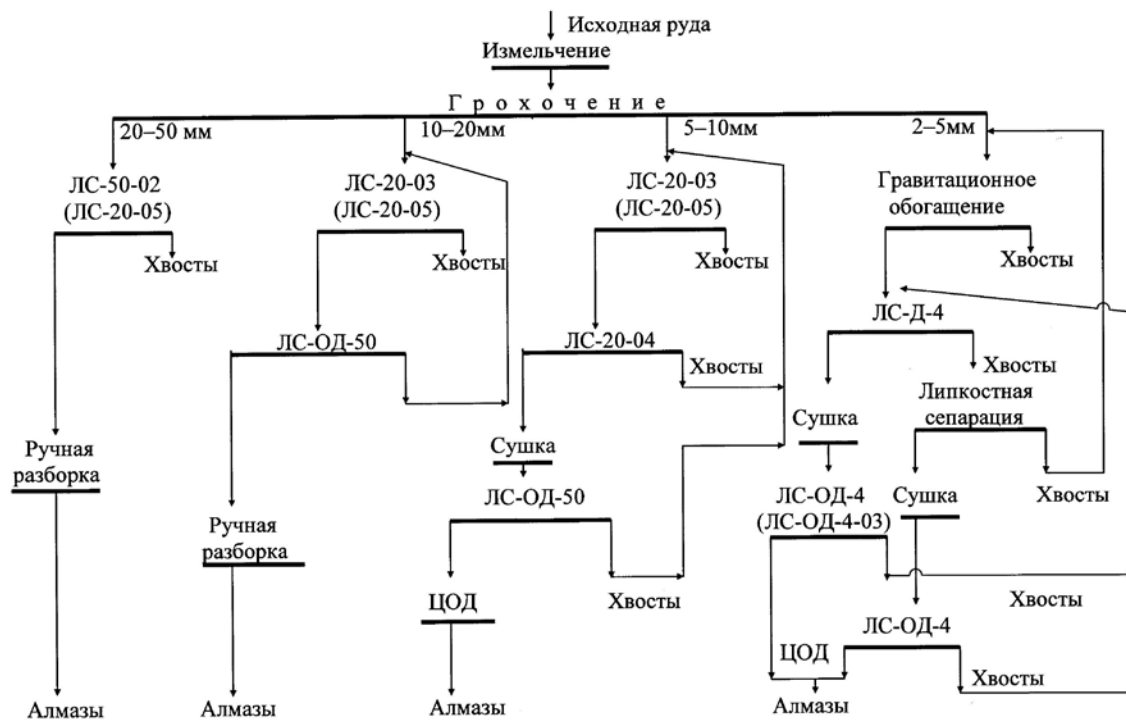


Рис. 3.1. Примерная технологическая схема с применением РЛ-сепараторов

руды и условиям эксплуатации РЛ-сепараторов повышенной производительности, селективности, надежности и стабильности работы.

Повысить эффективность селективности процесса сепарации можно за счет использования различий в кинетике рентгенолюминесценции сепарируемых минералов.

Для этого устройство содержит транспортирующий механизм, источник импульсного возбуждения, фотоприемник, установленный со стороны падающего рентгеновского излучения или со стороны, противоположной падающему рентгеновскому излучению, выход которого соединен с входом блока выработки сигналов интенсивности люминесценции, блок выработки команд с исполнительным механизмом. При этом оно снабжено блоком вычисления величины соотношения компонента люминесценции, один вход которого соединен с выходом источника импульсного возбуждения, выход соединен с входом блока выработки команд с исполнительным механизмом, а второй вход соединен с выходом блока обработки сигналов интенсивности люминесценции.

В течение последних 20 лет более 600 установок, созданных ПО «Буревестник» на основе рентгеновского излучения, использованы в ПО «Якуталмаз», а также большое количество продано за пределы России.

В ПО «Якуталмаз» применяются все виды выпускаемых нашей промышленностью рентгенолюминесцентных сепараторов (таблица 3.2). В план ближайших и перспективных работ ПО «Буревестник» включено создание рентгенолюминесцентных сепараторов для алмазодобывающей промышленности с использованием микропроцессорной техники и адаптации к изменяющимся технологическим условиям.

В план ближайших и перспективных работ ПО «Буревестник» включено создание рентгенолюминесцентных сепараторов для алмазодобывающей промышленности с использованием микропроцессорной техники и адаптации к изменяющимся технологиям.

3.3.5. Флотация

Процесс флотации основан на том, что чистые алмазы гидрофобны и при размере до 1,65 мм быстро всплывают на поверхность, в то время как минералы пустой породы, когда их поверхность очищена, гидрофильны и остаются в воде.

В настоящее время применяют пенную сепарацию и пленочную флотацию.

Пенная сепарация алмазов осуществляется в машинах пенной сепарации ПС-1.4, ПФМ-8, ПФМ-10.

Таблица 3.2

Типы российских РЛ-сепараторов, их основные и технологические показатели

Характеристика сепараторов	ЛС-50-02	ЛС-20-03	ЛС-20-04	ЛС-20-05*	ЛС-ОД-50	ЛС-ОД-4 ЛС-ОД-4-03*	ЛС-Д-4-02	ЛС-Д-4-03*
Год промышленного производства	1984	1984	1985	1994	1985	1992–1995	1992	1995
Применимость по стадиям обогащения	I	I	I, II	I	II, III	III	II	II
Влажность руды, %	15–50	15–50	15–50	15–50	15–20 20–50	Сухая	15–40	15–40
Крупность руды, мм	20–50	10–20 5–10	10–20 5–10	20–50 10–20 5–10	10–20 5–10	02–5 1–2	2–5	2–5
Производительность для различной крупности, т/ч	До 100	50 20	35 10	150 70 30	5 1 0,2	0,3 0,05	8	7
Извлечение, %	99	96–98	98	96–98	98–99	96–99	85–93	93–96
Степень сокращения	2 000	250–1 000	200–500	250–2 000	–	–	35–50	70–120
Порог разделения, $Bt\text{-}cp^{-1}(p/c)^{-1} \cdot 10^{-11}$	5,0–8,0	1,5–2,0	1,5–2,0	1,5–2,0	1,0	0,15–0,4	0,5–1,0	0,5–1,0

*РЛ-сепараторы, планируемые к серийному производству.

В машинах ПФМ-8 и ПФМ-10 реализуется принцип пенной сепарации для разделения материала 1,0–2,0 мм (в пенном слое) и принцип флотации из объема пульпы материала крупностью 0,2 – 1,0.

Разделение частиц минералов при пенной сепарации основано на различии в величине гистерезиса смачивания и возможности локального роста значений на участках поверхности пузырьков, прилегающих к периметру трехфазного контакта. При этом реагенты, обеспечивающие резкое различие между динамическим и статическим поверхностным натяжением, будут, как и в случае пенной флотации, способствовать росту флотационной силы и крупности удерживаемых в пене частиц.

При пенной сепарации применяются реагенты: полифосфат натрия (50–80 г/т), аэрофлот (10–15 г/т), ОПСБ (10–30 мг/л), мазут (500–800 г/т).

При подготовке исходного материала к пенной сепарации предъявляются определенные требования к методу кондиционирования его с реагентами. Материал должен обязательно пройти операцию предварительного контактирования с реагентами-пептизаторами-собирателями, т.е. до начала сепарации он должен быть полностью обработан реагентами. Задача кондиционирования состоит в том, чтобы обеспечить частицам руды такие свойства, при которых сепарация проходила бы наиболее эффективно. Это относится к свойствам минеральной поверхности, которые, в результате адсорбции на ней реагентов, изменяются. Кондиционирование алмазосодержащего сырья крупностью –2 мм с аполярными реагентами (мазутом) должно осуществляться при высокой плотности исходного питания, так как в данном случае передача реагента из нефтепродуктов происходит по твердой фазе (с частицы на частицу). К одним из визуальных методов контроля за качеством обработки исходного материала аполярными реагентами является наличие явно выраженных радужных пленок (мазутная побежалость) в твердой фазе материала, выходящего из кондиционера.

При ведении процесса пенной сепарации существенное влияние на технологические показатели оказывают:

- наличие в руде, поступающей на контактирование с реагентами, частиц менее 0,2 мм и тонких шламов (–0,040 мм);
- закрупление исходного питания частицами крупнее 2 мм;
- температура руды при агитации с реагентами;
- порядок и место подачи реагентов;
- время агитации руды с реагентами;
- отношение Ж:Т при кондиционировании.

Отрицательное действие частиц крупностью менее 0,2 мм связано с тем, что флотационные реагенты сорбируются (закрепляются) на час-

тицах пропорционально их поверхности, а так как суммарная поверхность шламистых частиц во много раз больше поверхности крупных, то основная часть реагентов поглощается мелкими частицами.

Для крупных частиц, при наличии большого количества мелких, плотность покрытия реагентом их поверхности окажется недостаточной, чтобы они сфлотировались. В данном случае даже увеличение расхода реагентов не дает эффективных результатов, так как развитая поверхность шламистых частиц и в этом случае адсорбирует на себя основную часть реагентов.

Тщательное обесшламливание (отмывка шламов) руды и использование (в присутствии шламов) полифосфата натрия или его заменителей как пептизаторов шламов (при малых его концентрациях в фазе) и как деэмульгатора стабилизированного шламами мазута (при повышенных концентрациях) является техническим требованием процесса.

Отрицательное влияние имеет температура руды при контакте ее с реагентами, если она ниже 16 °С. При низких температурах ухудшаются условия закрепления аполярных реагентов на частицах минерала. Отрицательное влияние на показатели пенной сепарации также оказывает закрупление исходного питания, т.е. присутствие в питании частиц крупнее 2 мм. Это ведет к дополнительным потерям алмазов в отвальных хвостах.

П л е н о ч н а я ф л о т а ц и я применяется как доводочная операция, в основном, для извлечения алмазов мельче 0,5 мм.

Перед флотацией материал подвергают очистке. Сначала производятся обезжиривание в горячей воде и оттирка в мельнице. Иногда для повышения активности алмазов и депрессии минералов пустой породы используют хлористый натрий и жидкое стекло.

На южноафриканских алмазоизвлекающих фабриках соответствующим образом подготовленную фракцию крупностью $-1,65+0,47$ мм эффективно обогащают в лабораторном стакане, где используется свойство алмазов всплывать в воде.

На многих предприятиях применявшаяся ручная разборка была целиком заменена этим способом обработки. В республике Гана в промышленном масштабе применяется процесс пленочной флотации алмазов крупностью до 1 мм.

Для этого используется ленточная машина, позволяющая механизировать процесс пленочной флотации. Флотационная машина состоит из стального каркаса, на котором смонтирована бесконечная лента шириной 300 мм и длиной между центрами 7,5 м, изготовленная из тканей проволоочной фосфористо-бронзовой сетки с отверстиями размером 0,2 мм.

В направлении движения лента на протяжении $2/3$ длины горизонтальна, затем она опускается вниз под крутым углом в бак с водой. Обогащаемый материал распределяется на ленте тонким слоем (толщиной примерно в два диаметра частиц) и медленно продвигается вперед. По мере того, как лента пересекает поверхность воды, алмазы и небольшое количество сопутствующих минералов всплывают на поверхность воды и переносятся через сливной порог в сборный карман, а хвосты оседают в баке.

В процессе пленочной флотации применяют небольшое количество нефтяного масла, которое добавляют в питание на небольшом расстоянии от места погружения ленты в воду.

В России разработан процесс флотомагнитной сепарации. В этом процессе разделение минералов определяется элементарным пленочным процессом флотации – переходом гидрофобных частиц с движущейся твердой поверхности на поверхность воды и последующее их транспортирование потоком воды в отдельный сборник.

Переход гидрофобных минеральных частиц на поверхность воды обусловлен взаимодействием нескольких сил, действующих на частицу. Причинами, препятствующими флотации, являются вес частицы и сила ее адгезии к твердой поверхности. Им противодействуют капиллярная сила и сила гидростатического давления на нижнюю грань частицы. При определенном соотношении этих сил происходит отрыв частицы от твердой поверхности. Для дополнительного удержания на ленте магнитных минеральных частиц с достаточно гидрофобными свойствами поверхности во флотомагнитном сепараторе используется магнитное поле, создаваемое постоянными магнитами.

Для более эффективного разделения применяются предварительная обработка материала реагентами-собираателями и регулирование ионного состава воды.

Удовлетворительная флотация природно-гидрофобных алмазов крупностью 0,79 мм может быть осуществлена с применением аэрофлота –25 вместе с крезилевой кислотой в качестве вспенивателя и с керосином, который играет роль вспомогательного реагента в качестве стабилизатора пены. Расход реагентов составляет около 68 г/т аэрофлота и 82 г/т крезилевой кислоты. Лучшие результаты получаются при pH от 7 до 9. Для полного извлечения всех флотируемых алмазов необходима продолжительность флотации от 5 до 10 мин. Алмазы крупнее 1,15 мм флотацией извлекаются неудовлетворительно. Ксантогенаты как собиратели не действуют на алмазы. Гидрофобные алмазы мельче 0,59 мм хо-

рошо флотируют с добавкой только вспенивателя – соснового масла или реагента дюпон.

Частичная флотация мелких классов упорных гидрофильных алмазов может быть достигнута после предварительной обработки жирнокислотными мылами, катионными собирателями или другими реагентами, которые образуют гидрофобную пленку на алмазах. После промывки для удаления избытка реагента гидрофильные алмазы хорошо флотируются, но извлечение их значительно ниже, чем при флотации гидрофобных алмазов.

Извлечение дробленого борта из отходов промышленного производства лучше всего достигается флотацией после обработки алмазов смесью жирных кислот или катионными собирателями. Наиболее подходящими для этой цели оказались флотационные реагенты дюпон-23 и аэрофлот вместе с крезиловой кислотой. Оптимальные расходы составляют: 1,2 г реагента дюпон, 0,55 г аэрофлота и 1,4 г крезиловой кислоты на 1 л пульпы в ячейке. Оптимальное отношение твердого к жидкому – 1:4, для получения хороших результатов необходима щелочная среда. Алмазы крупнее 0,6 мм извлекаются неудовлетворительно, но для более мелких кристаллов флотация является хорошим процессом для извлечения алмазов из промышленных отходов.

Лекция 8

- План лекции: 1. Жировой процесс[10 с 293, 45 с 114-117]
2. Электрическая и магнитная сепарация алмазов[10 с 294]
3. Ручная сортировка[45 с 120]
4.Схемы извлечения алмазов. Фабрики[45 с121-124]

3.3.6. Жировой процесс

Жировой процесс основан на избирательной способности алмазов удерживаться липкими (жировыми) поверхностями на границе раздела их с водой. При поступлении пульпы, содержащей алмазы, на жировую поверхность частицы гидрофильных минералов (кварца, кальцита и др.) не прилипают к ней и сносятся потоком воды, тогда как гидрофобные алмазы при контакте с жировой поверхностью прочно прилипают и удерживаются на ней. Этот процесс позволяет извлекать алмазы крупностью от 16 до 0,5 мм.

В настоящее время разработаны и применяются усовершенствованные конструкции жировых столов и аппаратов. На столах вибрационного типа поперечное движение деки создается электрическим вибра-

тором, лотки делаются длиннее, шириной до 1 200 мм. Они могут быть расположены под меньшим углом, чем на обычном качающемся столе.

На фабрике в Бакванга (Конго, Киншас) создана конструкция стола с поперечным качанием, которая состоит из параллельной группы желобков, расположенных в направлении потока и покрытых жировой смазкой с обеих сторон. Такая конструкция значительно увеличивает поверхность улавливания алмазов, так как не прилипшие ко дну желобка алмазы отбрасываются на боковые стенки и прилипают к ним.

В последнее время широко используются барабанные сепараторы. Сепаратор представляет собой барабан, на который нанесен жировой слой (петралатум, подобный парафину, твердый и липкий, и индустриальное масло). Слой смазки составляет около 8 мм. Эта смазка имеет свойство переходить в жидкость при 90 °С, что используется при регенерации жирового слоя. Возле барабана с жировой смазкой установлен поролоновый валик, обтянутый войлоком. Материал подается между валиком и барабаном. Валик мягко прижимает алмазы на жировую смазку, а хвосты проходят дальше. Жировой слой по мере накопления в нем алмазов подвергается регенерации. Слой срезается ножом и подается в жировую топку. В топке находится вода. При нагревании до 90 °С жировой слой плавится, зернистый материал оседает вниз, а жир остается на поверхности. Затем алмазы спускают вниз топки до чистоты слива, доливают воду, жир поднимается на поверхность воды и со сливом уходит. Алмазы подвергаются доводке и сушке.

Эффективность жирового процесса зависит от свойств поверхности алмазов, сопутствующих минералов и пустой породы, а также от характера изменения этих свойств в различных условиях.

В результате исследований, проведенных в России, было установлено, что на поверхности алмазов при обычных температурах адсорбируется кислород, который в определенных условиях может увеличивать гидратацию поверхности алмаза. Это и является причиной повышенной смачиваемости поверхности алмазов из россыпных месторождений по сравнению с алмазами коренных месторождений. Для увеличения гидрофобности алмазов рекомендуется применение реагентов-собирающих гетерополярного и аполярного типов. Наряду с этим предлагается также вакуумирование под нагревом с целью десорбции кислорода.

Механизм воздействия продуктов электролиза воды на процесс липкостной сепарации заключается в активации поверхности алмазов слабощелочными продуктами электролиза с pH 8,5–10,6 и $E_h = -300$ –500 мВ за счет растворения поверхностных полиминеральных пленок,

снижения толщины двойного электрического слоя и сохранения физико-химических свойств жирового покрытия.

В работе [9] предложен метод бездиафрагменной электрохимической водоподготовки в процессе липкостной сепарации, обеспечивающий получение оптимальных физико-химических характеристик оборотной воды, очистку и активацию поверхности алмазов, максимальную адгезионную способность жирового покрытия и, как следствие, повышение эффективности процесса липкостной сепарации. Внедрение данного метода позволило получить прирост извлечения алмазов по переделу липкостной сепарации на фабрике № 3 МГОКа по классу $-5+2$ мм в среднем на 2–3 %; удельный расход электроэнергии составил $\sim 0,15\text{--}0,25$ кВт \cdot ч/м³ обрабатываемой воды.

Для повышения извлечения алмазов на промышленном сепараторе должно обеспечиваться многократное контактирование зерен с липкой поверхностью.

Процесс липкостной сепарации используется для доводки гравитационных концентратов крупностью $-5+2$ мм на всех фабриках и драгах АК «Алмазы России – Саха». Процесс основан на различии гидрофобных свойств алмазов и сопутствующих минералов, проявляющееся на границе раздела фаз аполярное вещество (липкий состав) – вода. С целью совершенствования технологии и оборудования липкостной сепарации проведены исследования свойств обогащаемых руд, закономерностей адгезионной связи минералов с липкими свойствами, свойств поверхности алмазов и адгезионных характеристик липких композиций.

Результаты исследований реализованы в новой конструкции сепаратора, внедренного на одной из фабрик компании. Сепаратор оснащен лентой шириной 1 000 мм, огибающей два барабана, питателем, устройствами для нанесения и съема липкого покрытия, вибратором, обеспечивающим вибрацию обеих ветвей ленты с заданными параметрами и вынесенным из зоны абразивного износа. В комплектацию сепаратора входят шкаф управления и устройства, обеспечивающие работу как в ручном, так и в автоматическом режимах.

В качестве липкого покрытия рекомендуется двух- или трехкомпонентная смесь нефтепродуктов, включающая петролатум и товарные масла. Включение в состав покрытия модифицирующих добавок (низкомолекулярных веществ) увеличивает его адгезию к поверхности алмазов и обеспечивает высокую степень концентрации при сепарации.

Институтом Якутнипроалмаз разработан сепаратор СЛ-10, предназначенный для доводки алмазосодержащих гравитационных и других концентратов первичного обогащения.

Принцип работы аппарата основан на различии адгезионного взаимодействия гидрофобных и гидрофильных минералов с липкой поверхностью в присутствии воды. В качестве липкого состава используется запатентованная смесь нефтепродуктов специального состава, включающая высокомолекулярные ингредиенты, оптимальное соотношение которых подбирается с учетом особенностей обогащаемого сырья. Конструкция сепаратора предусматривает наложение определенной вибрации на движущуюся ленту, что позволяет повысить извлечение алмазов. Процесс управления сепаратором автоматизирован и предусматривает автоматическое нанесение липкого состава на ленту, обеспечение заданного программой цикла работы, включая подачу воды и питания, а также сьем липкого покрытия.

3.3.7. Электрическая и магнитная сепарация

Электрическая сепарация основана на использовании небольшой разницы в электропроводности алмазов и сопутствующих минералов. Алмаз плохой проводник электричества, тогда как большинство минералов породы являются сравнительно хорошими проводниками.

Для обогащения алмазов получила распространение сепарация в поле коронного разряда. Коронный разряд в отличие от искрового возникает только в неоднородном электрическом поле в небольшой области около тонкого проводника и не распространяется до противоположного электрода. Для электросепарации алмазов применяются только барабанные сепараторы, работающие при напряжении 20–25 кВ.

Разработаны барабанные сепараторы, позволяющие выделять алмазы крупностью до 9,5 мм.

Для повышения эффективности процесса материал перед электросепарацией подвергается специальной подготовке.

Влажность является основным фактором, влияющим на электропроводность минералов. Изменяя ее, можно регулировать эффективность процесса. Оптимальная влажность, при которой различие в электропроводности разделяемых минералов достигает максимальных значений, имеет довольно узкие пределы. С увеличением содержания влаги выше этих пределов степень извлечения алмазов понижается, при уменьшении влажности резко падает степень концентрации.

В ряде случаев бывает необходимо перед сепарацией подогреть материал. Температура подогрева зависит от свойств обогащаемого материала.

Для повышения степени извлечения алмазов применяют также обработку материала перед электросепарацией различными реагентами. Такая обработка способствует изменению поверхности отдельных минералов в результате образования пленок различных веществ или, наоборот, очищает поверхности минералов.

В процессе наблюдения выяснилось, что лучшее отделение алмазов от пустой породы получается при использовании растворов, содержащих 0,5 % NaCl. Аналогичные результаты получаются при обработке KCl и NaF.

Есть результаты исследований по изучению свойств минералов руды карьера (Юбилейный), входящих в состав концентрата отсадки крупностью $-6,0+3,0$ мм и концентрата винтовых сепараторов крупностью $-3,0+1,2$ мм обогатительной фабрики № 8 АК «АЛРОСА». Исследована зависимость технологических показателей обогащения от величины магнитной индукции и производительности сепаратора. Перспективно использование мокрых магнитных сепараторов Механобра типа ЭВМ.

3.3.8. Ручная сортировка

Ручная сортировка иногда используется для выделения пустой породы и выборки алмазов из исходной руды. Чаще она применяется в последней стадии обработки для извлечения алмазов из концентратов жирового процесса и электросепарации.

Для извлечения алмазов из концентратов на конечной стадии обработки ручная сортировка производится при ярком рассеянном свете. В прямых лучах солнечного света ручную сортировку никогда не производят.

Ручная сортировка осуществляется на конвейерах и столах, поверхность которых покрывают черной резиной. Для обеспечения хорошего освещения над каждым столом вмонтированы флуоресцентные лампы.

3.3.9. Схемы извлечения алмазов. Фабрики

Современная технологическая схема российских обогатительных фабрик включает следующие операции: самоизмельчение исходной руды и циркулирующих продуктов; обезвоживание; гидроклассификацию и грохочение разгрузки мельниц; рентгенолюминесцентную сепарацию классов $-50+20$, $-20+10$ и $-10+5$ мм; отсадку класса $-6+2$ мм; обогаще-

ние на винтовых сепараторах класса $-5+0,5$ мм и флотацию материала крупностью -2 мм. Доводку концентратов осуществляют по сложным комбинированным схемам с использованием липкостной, пенной, электрической, магнитной и рентгенолюминесцентной сепарации, флотации и обжига. На стадии окончательной доводки применяют тяжелые жидкости, химическую обработку алмазного продукта. На фабриках № 3 и 14 идет освоение тяжелосреднего гидроциклонирования концентратов отсадочных машин и винтовых сепараторов крупностью $-6(5)+1$ мм.

Различия в схемах извлечения алмазов из песков россыпных месторождений и кимберлитов имеются главным образом в начальных стадиях процесса (рис. 3.2, 3.3). При обогащении песков для раскрытия минералов применяют дезинтеграцию и промывку, а при обработке плотных кимберлитов – дробление и измельчение. Для песков россыпных месторождений, в которых алмазы находятся в свободном состоянии, первичное обогащение может быть достигнуто за счет удаления в отвал значительной части материала в виде крупной гальки и тонких шламов с помощью простейшего метода – грохочения. Для кимберлитов же требуются более сложные процессы.

На выбор схемы обработки алмазосодержащих песков оказывают влияние минералогический состав и гранулометрическая характеристика, промывистость песков, степень окатанности и форма зерен песчано-галечного материала.

В зависимости от степени промывистости песков изменяется начальная стадия их обработки. Пески с небольшим содержанием глины направляют непосредственно на грохочение. При промывке и грохочении песков с высоким содержанием глины образуются глинистые окатыши, для выделения которых и извлечения из них алмазов в схемах предусматриваются специальные операции, что связано с дополнительными затратами.

Для получения высоких степеней обогащения, достигающих 20 000 000 и более при условии сохранения целостности кристаллов алмаза, обогащение производится стадийно. В каждой стадии материал, содержащий алмазы, отделяется от пустой породы, которая удаляется в отвал, а обогащенная фракция поступает на следующую стадию обработки.

Измельчение осуществляется в мельницах самоизмельчения.

Лекция 9

- План лекции: 1. Свойства и применение барита [10 с 301-302, 45 с 128-129]
2. Типы руд и месторождений барита [10 с 302-303, 45 с 130-132]
3. Технические требования к качеству барита [10 с 303-306,]

4. Радиметрическая сепарация[45 с 135]
5.Промывка, селективное измельчение, классификация и гравитационные методы обогащения[45 с 136-137]

4. ТЕХНОЛОГИЯ БАРИТА

Из многих известных в природе баритсодержащих минералов наибольшее значение имеют барит и виверит. Причем второй крупных месторождений не образует, поэтому применяется меньше первого.

Общий баритовый потенциал России оценивается в 165,3 млн т, из них балансовые запасы составляют до 30 млн т, сосредоточенные в Толчинском (Хакасия), Хойленском (Республика Коми), Первомайском, Ново-Урском, Белоключевском, Кварцитовая Сопка (Кемеровской области) месторождениях.

Хойленское месторождение является одним из самых перспективных в России. Его запасы подготовлены под открытую разработку. Общие ресурсы месторождения составляют около 20 млн т [3].

На 2007 г. разведанные запасы Хойленского месторождения, доступные для открытой добычи, составляли 3,5 млн т, но комбинат не производил и не отгружал продукцию в связи с процессом смены собственника

Мировое производство барита в 2000 г. составило 6 200 000 т, продажа и потребление – 2 100 000 т, цена за тонну барита составляла 43,83 дол. 98 [1–4].

За тонну кусковой руды, отгружаемой с Хойленского месторождения, предполагается получать 45–50 дол., а за обогащенный концентрат – по 150 дол.

Мировое потребление барита в 2005 г. составило 7,8 млн т по сравнению с 6,4 млн т в 2004 г. Основной причиной этого явился повсеместный рост буровых работ на нефть и газ, чему в первую очередь способствовал высокий уровень цен на нефть, установившийся на мировом рынке [3].

К 2010 г. прогнозные оценки позволяют предположить, что уровень потребления барита в России возрастет до 800–900 тыс. т в год. На 2005 г. основным поставщиком барита в России, обеспечивающим 10 % потребности страны, был ОАО «Салаирский ГОК», разрабатывающий месторождение Кварцитовая Сопка, где барит является сопутствующим

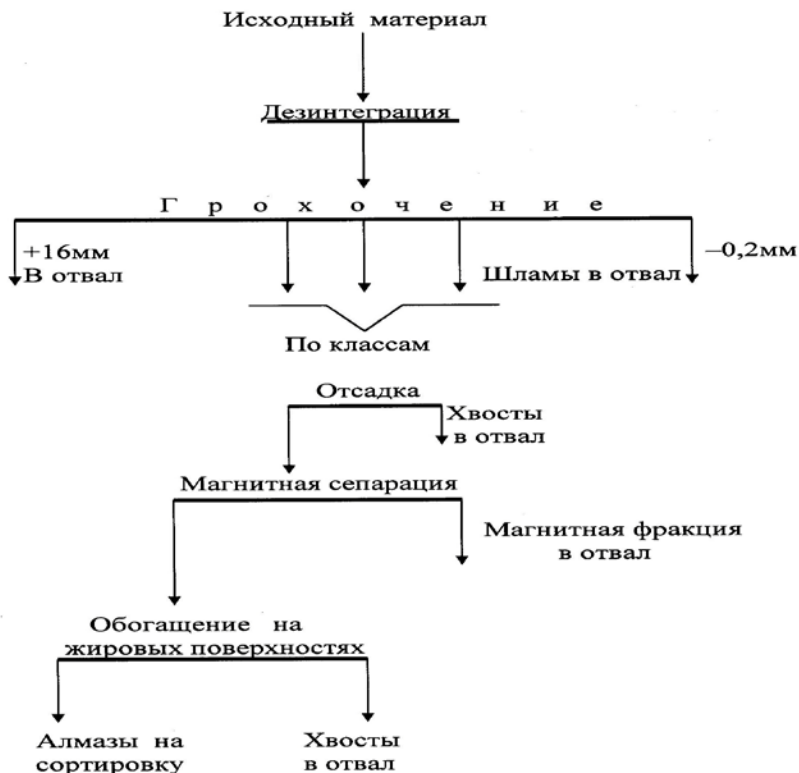


Рис. 3.2. Схема обогащение алмазосодержащих россыпей

минералом и его содержание в комплексных сульфидных рудах не превышает 15 %.

Дефицит барита в России покрывается импортом из стран дальнего зарубежья. Основным экспортером баритовых концентратов в РФ является Казахстан (Жайремское и Чиганакское месторождения) [3].

4.1. Свойства и применение барита

Барит (BaSO_4) – это природная сернокислая соль бария с содержанием $\text{BaO} = 65,7 \%$.

Цвет чистых разновидностей барита снежно-белый. В зависимости от примесей бывает серый, желтоватый - до черного.

Встречаются прозрачные разновидности барита. Они называются оптическими баритами, так как используются при производстве оптического стекла. Барит обладает стеклянным блеском, удельный вес его составляет 4,5, твердость – 3–3,5. Он поглощает рентгеновские лучи, в химическом отношении – инертен. Барит не растворим в воде, органических растворителях и слабых минеральных кислотах.

При восстановлении барита углеродом, коксом, антрацитом он переходит в растворимое соединение BaS.

Барит обладает рядом важнейших свойств:

- высоким содержанием бария;
- большим удельным весом;
- белизной;
- химической инертностью;
- способностью поглощать рентгеновские лучи;
- ядовитостью растворимых соединений бария.

Высокий удельный вес, химическая инертность обуславливают применение его в качестве утяжелителя глин, растворов при бурении нефтяных скважин.

За счет высокого содержания бария он нашел широкое применение как сырье для получения различных солей и препаратов бария.

Белизна определяет его применение в лакокрасочной промышленности (краски – белые и цветные, лаки) и при производстве бумаги. Химическая инертность дает возможность использовать его в качестве наполнителя в резине, бумаге, красках и лаках.

Способность поглощать рентгеновские лучи является основой для применения его в специальных строительных материалах, при диагностике внутренних болезней.

Ядовитость бариевых соединений (в том числе и витерита) используется для борьбы с грызунами. Кроме того, барий применяется при производстве различных твердых пластмасс, взрывчатых веществ, в пиротехнике, стеклоделии и т.д.

4.2. Типы руд и месторождений барита

В отечественной промышленности различают собственно баритовые и комплексные баритовые руды. Первые представлены монобаритовыми, витерит-баритовыми, кварц-баритовыми и кальцит-кварц-баритовыми разновидностями, вторые – барит-флюоритовыми, редкометалльно-барит-флюорит-железорудными и барит-сульфидными (барит-колчеданными и барит-полиметаллическими).

Большая часть мирового производства барита приходится на комплексные сульфидно-баритовые руды, из которых он извлекается в качестве побочного продукта.

Баритовые руды образуются в месторождениях нижеописанных генетических типов.

И. Эндеогенные месторождения.

1. Гидротермальные средне-низкотемпературные месторождения умеренных и малых глубин: 1) собственно баритовые, витерит-баритовые и барит-флюоритовые жильные и пластообразные; 2) барит-золото-полиметаллические жильные в эффузивных породах; 3) барит-полиметаллические стратиформные в карбонатных породах.

2. Вулканогенно-гидротермальные и вулканогенно-осадочные колчеданные месторождения.

II. Экзогенные месторождения.

1. Обломочные и остаточные месторождения кор выветривания.

2. Осадочные хемогенные месторождения.

Г и д р о т е р м а л ь н ы е собственно баритовые, витерит-баритовые и барит-флюоритовые месторождения. Этот генетический тип месторождений весьма важный для барита и единственный для витерита. Он характеризуется высоким качеством руд. По форме рудных тел и способу выделения минералов среди этих месторождений различают жильные и пластообразные.

Для жильных месторождений основными рудными телами являются жилы, линзы и баритовые брекчии, образовавшиеся в результате выполнения различных тектонических полостей (отдельные трещины, системы трещин, зоны брекчирования). Жилы располагаются цепочками в виде кулис или слагают штокверки и брекчиевидные тела. Вмещающие породы – преимущественно осадочные песчано-сланцевые и эффузивно-осадочные, редко интрузивные.

Пластообразные месторождения формируются путем метасоматического замещения известняков, доломитов и эффузивных пород.

Размеры рудных тел месторождений обоих подтипов варьируют в больших пределах: от десятков и сотен метров до двух километров в длину при мощности от долей метров до пятнадцати метров. Тела прослеживаются на глубину нескольких сотен метров. Запасы баритовых руд в отдельных телах варьируют от 0,1 до 1 млн т.

По минеральному составу выделяют три разновидности руд месторождений этого типа: 1) баритовые (50–99 % BaSO_4); 2) витерит-баритовые (1–70 % BaSO_4); 3) барит-флюоритовые (1–70 % барита и 15–80 % флюорита). Из других минералов наиболее распространены

кварц и кальцит. В небольшом количестве встречаются флюорит (в двух первых разновидностях руд), галенит, сфалерит, пирит, халькопирит, тетраэдрит, золото, серебро и киноварь. Руды первых двух разновидностей крупно- и мелкозернистые, высококачественные, обычно белого цвета, хорошо обогащаются.

Для месторождений характерна вертикальная зональность. Витерит отмечается в самых верхних частях рудных тел. Он обычно замещает барит, образуя псевдоморфозы по нему. Собственно баритовые руды также расположены в верхних частях рудных тел. С глубиной увеличивается содержание флюорита, кварца, кальцита и сульфидов. Вмещающие породы в наиболее дислоцированных приконтактных участках рудных тел подвергаются гидротермальному изменению: каолинизации, хлоритизации, серицитизации, пиритизации, окварцеванию и цеолитизации. Такие месторождения есть в Туркмении, Южной Осетии, Абхазии, Южном Казахстане.

Барит-золото-полиметаллические жильные вулканогенно-гидротермальные месторождения связаны с андезит-дацитовым наземным вулканизмом поздней стадии геосинклинального развития складчатых областей. На этих месторождениях барит является распространенным жильным минералом. Он выделяется в верхних частях жил и в околорудных измененных породах (зоны баритизации). Месторождения: Беганьское и Береговское (Закарпатье), Белореченское (Северный Кавказ), Туукское (Южный Казахстан).

Барит-полиметаллические стратиформные месторождения в карбонатных породах вместе с колчеданными месторождениями служат основным источником попутной добычи барита в СНГ (80 %). Руды данных месторождений – комплексные барит-свинцово-цинковые, но иногда на месторождениях встречаются и собственно баритовые руды.

Генезис месторождений спорный: одни геологи относят их к гидротермальным (телетермальным), другие – к хемогенным осадочным. Месторождения: Миргалымсай (Южный Казахстан), группа месторождений Миссисипи-Миссури (США), Барег на острове Сардиния (Италия).

Колчеданные (вулканогенно-гидротермальные и вулканогенно-осадочные) месторождения распространены чрезвычайно широко и связаны с субмаринным базальт-липаритовым вулканизмом ранних стадий эвгеосинклинального развития складчатых зон. Барит в них является, наряду с кварцем, жильным минералом и извлекается попутно. Месторождения: Маднеульское (Грузия); Ахтальское (Армения); Молодежное, Джусинское, Гайское (Юж-

ный Урал); Сокольное, Белоусовское, Зыряновское (Рудный Алтай); Новоурское (Кемеровская область); Жайремское (Казахстан).

Обломочные и остаточные месторождения кор выветривания. Барит накапливается в верхних, вскрытых эрозией частях месторождений. Наибольшее промышленное значение имеют элювиальные залежи, сложенные глиноподобной массой, содержащей обломки баритовых руд, мелкие кристаллы барита, пирита, иногда галенита и гидроокислы железа. На глубине элювиальные залежи нередко переходят в зоны окисления первичных руд. Месторождения: Медведевское (Южный Урал); месторождения штатов Миссури и Теннесси, обладающие 45 % запасов барита США и дающие 33 % его добычи.

Хемогенные осадочные месторождения достаточно широко распространены и представлены крупными пластовыми залежами собственно баритовых и реже сульфидно-баритовых руд, приуроченных к прибрежно-морским отложениям углисто-глинисто-кремнисто-сланцевой формации. Мощность баритовых пластов варьирует от долей до нескольких метров, а протяженность измеряется километрами. Пласты сложены массивными, конкреционными и вкрапленными рудами. Содержание барита в массивных рудах достигает до 90 %, в конкреционных – до 60 % и во вкрапленных – до 20 %.

Массивные руды концентрируются в нижних частях баритоносных горизонтов, а конкреционные и вкрапленные – в верхних. В баритовых пластах отмечается повышенная битуминозность, обуславливающая черную окраску барита, присутствуют примеси ванадия, стронция, фосфатов и сульфидов (преимущественно пирита). Месторождения: Пальникское и Хойленское (западный склон Полярного Урала); Чиганакское (Центральный Казахстан); Мегген (Вестфалия, Германия).

Техногенные образования барита представляют собой отвалы обогатительных фабрик, накопившиеся в результате многолетнего складирования тонкоизмельченных продуктов переработки комплексных руд – колчеданных, полиметаллических, из которых барит и другие жильные минералы (пирит, кварц, карбонаты) не извлекались. Отвалы с промышленным содержанием барита известны на месторождениях Салаирской группы (Россия), Минерал-Кинг (США) и Джайент (Канада).

В качестве второго техногенного источника барита могут стать продукты регенерации отработанных глинистых буровых растворов.

4.3. Технические требования к качеству барита

Отечественной промышленностью выпускается кусковой, молотый барит и баритовый концентрат. По физико-химическим показателям все виды барита делятся на 6 сортов: 1-й, 2-й, 3-й, 4-й, 5-й, 6-й.

По гранулометрическому составу молотый барит и баритовый концентрат делятся на 2 класса: класс А (наполнитель) и класс Б (утяжелитель).

Барит должен соответствовать показателям, приведенным в табл. 4.1–4.3.

Для главного потребителя молотого барита – нефтяной и газовой промышленности – самыми важными показателями являются удельный вес и тонина помола. Большое значение имеет также химическая инертность утяжелителя. Требования по удельному весу нормируются ГОСТом, в соответствии с которыми этот вес должен быть не менее 3,8. По показателю тонины помола утяжелитель отнесен к классу Б.

По требованиям к товарному бариту в США минимальное содержание в нем BaSO_4 составляет 90 %, причем химические сорта содержат до 96 % и даже больше. Ограничиваются примеси железа и кремнезема. На рынок барит поступает в кусковом (crude) или молотом (ground) виде. В США основную продукцию дают мономинеральные, барито-кварцевые месторождения и россыпи после отмывки и гравитационного обогащения. Барит, используемый в качестве наполнителя, а также пигмента, обычно обесцвечивают серной кислотой. Он носит название «праймайт». Темные нестандартные сорта также находят применение, но лишь в производстве цветных красок. Барит-утяжелитель, применяемый нефтяной промышленностью, выпускается разных сортов с различным удельным весом – 4,0; 4,35; 4,30. Содержание BaSO_4 в нем колеблется от 90 до 95 %; помол не крупнее 0,040 мм.

Таблица 4.1

Марки барита по ГОСТ 4682-84 (Статус: Действующий)

Марка	Код ОКП	Область применения
Класс А	176921 01 00	Для производства солей бария; электровакуумного и электролампового стекла, литопона, в качестве наполнителя красок
КБ-1	176921 0105 00	
КБ-2	176921 0106 10	
КБ-3	176921 0107 09	Для производства солей бария, литопона, в качестве наполнителя красок

КБ-4	176921 0108 08	В качестве наполнителя красок и в других областях промышленности
КБ-5	176921 0109 07	
КБ-6	176921 0111 02	
Класс Б	176921 02 00	Для утяжелителей буровых растворов
КБ-3	176921 0206 07	
КБ-5	176921 0207 06	
КБ-6	176921 0208 05	

Таблица 4.2

**Технические требования к баритовому концентрату
класса А по ГОСТ 4682-84 (Статус: Действующий)**

Наименование показателя	Норма для марки					
	КБ-1	КБ-2	КБ-3	КБ-4	КБ-5	КБ-6
1. Массовая доля серно-кислого бария, %, не менее	95	92	90	87	85	80
2. Массовая доля двуокиси кремния (SiO ₂), %, не более	1,5	1,5	2,5	3,5	4,0	4,5
Массовая доля железа в пересчете на окись железа (Fe ₂ O ₃), %, не более	0,5	1,0	1,5	2,0	2,5	2,5
3. Массовая доля суммы кальция и магния в пересчете на окись кальция (CaO), %, не более	0,5	1,0	1,5	6	7	7
4. Массовая доля влаги в сушеном продукте, %, не более	2	2	2	2	2	2
5. pH водной вытяжки	6-8	6-8	6-8	6-8	6-8	6-8

Примечания: 1. Нормы по показателям 1-4 даны в пересчете на сухое вещество.
2. Допускается по согласованию с потребителем поставлять несухой баритовый концентрат с влажностью не более 12 %.

Таблица 4.3

**Технические требования к баритовому концентрату
класса Б по ГОСТ 4682-84 (Статус: Действующий)**

Наименование показателя	Норма для марки		
	КБ-3	КБ-5	КБ-6
1. Массовая доля серно-кислого бария, %, не менее	90	85	80
2. Массовая доля водорастворимых солей, %, не более	0,35	0,45	0,45
3. Массовая доля влаги, %, не более	2	2	2
4. Массовая доля остатка после просева на сетке № 0071К по ГОСТ 6613-86, %, не более	6	6	6
5. Плотность, г/см ³ , не менее	4,2	4,1	4,0

6. Массовая доля фракции 5 мкм, %, не более	10	20	20
7. Массовая доля пирита, %, не более	6	6	6

Примечание. Нормы по показателям 1 и 2 даны в пересчете на сухое вещество.

Как и по большинству неметаллов, качество исходного сырья, из которого получается товарный барит, у нас не нормируется и ГОСТов на него не существует. Объясняется это чрезвычайным разнообразием геологических, технологических и экономических условий, которыми характеризуются месторождения и руды барита. Однако для оценки последнего все же необходимо знать, какое минимальное содержание барита должно быть в исходной руде.

В СНГ жильные месторождения богатых минеральных руд, дающих кусковой материал для химической промышленности, отличаются, как правило, высоким содержанием барита. Так, бариты ряда разрабатываемых мономинеральных месторождений Грузии содержат от 80 до 90 % барита; в месторождениях Азербайджана оно колеблется от 60 до 80 %, а в Армении - от 83 до 91 %. В США кусковой барит частично добывается из месторождений, которые тоже характеризуются высоким содержанием барита – порядка 93–95 %.

Содержание его в мономинеральных и кварцевых рудах, требующих обогащения механическим способом, не превышает 30–50 %. Но промышленность в отдельных случаях использует и более бедные руды (содержание барита 7–8 %).

Несколько повышаются требования сортности исходной руды при использовании комплексных месторождений и мелковкрапленных руд, когда получение товарного баритового концентрата обязательно требует флотации.

В России содержание барита в комплексном сырье, флотируемом Салаирской фабрикой, колеблется в пределах 20–26 %. В США тонковкрапленные руды пластового типа, обогащаемые флотационным способом, содержат около 30 % барита.

Обоснованная оценка возможна только в каждом конкретном случае на основе детальных расчетов, с учетом как геологических, так и экономо-географических факторов.

4.4. Обогащение баритовых руд

Выбор способа обогащения зависит от минерального состава, структуры руды, от размеров вкраплений, требований потребителя. При обогащении барита используется, в основном, его высокий удельный

вес, значительная флотационная активность и химическая инертность барита. Некоторую роль играет способность кристаллов барита растрескиваться при нагревании и крайне низкая магнитная его проницаемость.

В настоящее время применяют радиометрические методы обогащения, промывку, гравитационные методы обогащения, термическое, химическое, магнитное и электрическое обогащение.

4.4.1. Радиометрическая сепарация

Радиометрические методы основаны на различиях в способности минералов испускать, отражать или поглощать излучения. В настоящее время известно свыше двадцати методов радиометрического обогащения, три из них (люминесцентный, рентгенорадиометрический и фотометрический) применяются для баритовых руд [40–41].

Обычно радиометрическая сепарация баритовых руд используется для предварительного обогащения начиная с крупности 150 мм. При этом удаляется 15–20 % отвальных хвостов, руда же облагораживается по содержанию вредных примесей (пирита, кальцита).

4.4.2. Промывка, селективное измельчение, классификация и гравитационные методы обогащения

К основным процессам разрушения полезных ископаемых на обогатительных фабриках помимо дробления и измельчения относится процесс дезинтеграции, используемый преимущественно для разрушения полезных ископаемых из вторичных месторождений. Месторождения полезных ископаемых этого типа имеют общую особенность, заключающуюся в том, что ценный компонент или сцементирован, или загрязнен глиной или песчано-глинистой породой. Процесс дезинтеграции перетолженных полезных ископаемых использует механическую неоднородность компонентов и гидронестойкость глин – способность распускаться в воде на первоначальные частицы и агрегаты.

Дезинтеграция глинистых пород, их диспергирование происходит за счет механического воздействия рабочих органов аппаратов, воды и в некоторых случаях воздуха. Рабочие органы машин разрушают комья, увеличивают поверхность материала. При трении рабочих органов о материал тонкодиспергированные частицы переходят в воду, а к свежообнаженным поверхностям обеспечивается доступ воды, растворяющей

клеящие пленки гелей и соли, проникающей в поры, расклинивающей наслоение, механически разрыхляющей и снимающей частицы глины.

В зависимости от крупности прочного компонента, наличия песков и состава глинистых частиц используют грохочение или классификацию. Процесс, объединяющий в себе операции дезинтеграции, грохочения и классификации, реализованный в одном аппарате, называют промывкой.

Баритовые руды различных типов в разной степени поддаются обогащению. Наиболее обогатимы глинисто-баритовые и песчано-баритовые руды. Для таких руд достаточно одной промывки.

Так, на некоторых американских рудниках, разрабатывающих россыпи, одной отмывкой удастся повысить содержание барита в продукте до 25–45 % при содержании его в исходном сырье менее 10 %. На мелких предприятиях США часто применяют переносные промывочные установки, работающие под открытым небом.

Для большинства руд одной промывки недостаточно, поэтому используют доводку гравитационными методами (отсадкой, концентрацией на столах и обогащением в тяжелых средах).

Примером применения промывки и гравитационных методов является руда Чордского месторождения мономинерального барита, где работает гравитационная фабрика. Операции производятся в следующей последовательности: крупное дробление отсортированной руды на щековой дробилке, измельчение на валках до 7 мм, мокрое грохочение с разделением на классы –7+3 мм и –3+0 мм. Каждый класс отдельно обогащается на отсадочной машине, мелкий класс флотируется.

Несмотря на большую разницу между удельными весами барита ($4,3\text{--}4,4 \text{ г/см}^3$) и достаточно полное раскрытие частиц минералов, технологические показатели отсадки бывают невысокие; суммарное извлечение барита в концентрат составляет 76 %. Как показал анализ работы отсадочных машин, причиной их нестабильной работы является частое колебание содержания барита в руде – от 50 до 75 %. В таких условиях для поддержания оптимального выхода концентрата требуется регулирование высоты постели и амплитуды хода диафрагмы, которое трудно осуществить без остановки отсадочных машин.

Для установления возможности интенсификации процесса обогащения баритовых руд были проведены исследования по обогащению этих руд в гидроциклоне с применением в качестве утяжелителя баритового флотоконцентрата. В процессе исследований было изучено влияние соотношения Т:Ж и давления пульпы, минерального состава руды, со-

отношения диаметров сливной и песковой насадок гидроциклона, плотности суспензии на выход и качество баритового концентрата.

Было также установлено, что колебание содержания барита в руде от 30 до 75 % при неизменном режиме обогащения мало влияет на извлечение барита в концентрат, которое меняется от 90 до 95 %. При этом во всех случаях получается кондиционный концентрат с содержанием барита от 80 до 92 %. Плотность рабочей суспензии на выходе составляет $2,0 \text{ г/см}^3$, чего при давлении пульпы $1,5 \text{ кг/см}^2$ вполне достаточно для получения в песковой части оптимальной плотности разделения. Применение в качестве утяжелителя баритового флотационного концентрата упрощает схему регенерации суспензии.

Баритовую руду, содержащую глину, песок, кремниевую гальку, известняк, разделяют в процессе селективного измельчения и классификации. Селективное измельчение барита обусловлено его свойствами. Мягкий и рыхлый барит, имеющий большой удельный вес, при падении измельчается до более тонкого размера, чем все содержащиеся в руде примеси, которые обладают большей твердостью, чем барит, но имеют вдвое меньший удельный вес. За рубежом процесс измельчения осуществляют в восьмигранном барабане, диаметр которого подбирают соответственно свойствам руды.

Однако для других типов руд описанных выше методов недостаточно для получения качественных концентратов и требуется применение более сложных методов: механических, термических и химических.

Тонкодисперсные сульфиды и силикаты отделяются флотацией. При выборе метода обогащения мономинеральных руд важную роль играет размер зерен и структурные особенности руды. Комплексные руды независимо от структурных особенностей (как сульфидные, так и флюоритовые) практически обогащаются только флотацией.

Лекция 10

План лекции: 1. Термический метод обогащения барита [45 с 138]

2. Химический метод [45 с 139]

3. Обогащение в электрическом и магнитном поле [45 с 139]

4. Флотация [14 с 444-445, 45 с140]

5.Схемы обогащения и фабрики [45 с 141-149]

4.4.3. Термический метод (декрипитация)

Декрипитация – это избирательное раскрытие, основанное на способности отдельных минералов разрушаться по плоскостям спайности

при нагревании и последующем быстром охлаждении или только при нагревании.

Процесс декрипитационного разрушения объясняется наличием кристаллизационной воды, газовой-жидких включений, низкой теплопроводностью отдельных минералов, ярко выраженной спайностью. Наличие газовой-жидких включений, кристаллизационной воды при нагреве приводят к появлению значительных внутренних напряжений в минерале, что является причиной появления трещин и разрушения минералов. Неоднородные тепловые свойства компонентов полезного ископаемого при нагреве также приводят к появлению множества очагов внутренних напряжений. Увеличение внутренних напряжений достигается резким охлаждением поверхности кусков полезного ископаемого, что приводит или к его разрушению, или к ослаблению связей между минералами.

Для барита декрипитация была предложена ВИМС и в 1932 г. апробирована на опытной установке на Кутаисском заводе. Барит при нагревании растрескивается и превращается в мелкий порошок, а минералы-примеси не растрескиваются и в размерах не уменьшаются. Нагревание производится при температуре 400–450 °С во вращающейся трубчатой печи (длина ее 8,5 м, диаметр 0,6 м, скорость вращения 4,5 об/мин, производительность 1,5–1,8 т/ч). Из печи руда поступает на сито (16 отв/см²). Верхний класс, представляющий пустую породу, идет в отвал, а нижний поступает на дальнейшую сортировку на ряд более тонких сит. Выход баритового концентрата достигает 83% при среднем содержании в нем барита до 98,5 %.

4.4.4. Химический метод

Барит как наполнитель должен обладать высокой белизной. Между тем природный минерал часто бывает окрашен окислами железа или битумами. Отбеливание такого загрязненного материала производится в процессе тонкого измельчения в слабом растворе серной кислоты или соляной, реже – азотной. Расход кислоты колеблется от 15 до 20 % от веса баритового порошка. После отбелики материал подвергается многократной (до 10 раз) промывке, так как присутствие в продукте серной кислоты, даже в небольшом количестве, в наполнителе не допускается.

ВИМС предложил сочетать отбелику с декрипитацией. По его методу баритовое сырье после глубокого дробления на щековой дробилке поступает в трубчатую печь, а из нее – на сита (для удаления пустой породы, которая концентрируется в крупном классе). Полученный баритовый концентрат загружается в деревянные чаны, наполненные слабым

раствором серной кислоты. После промывки водой материал снова измельчается, а затем обезвоживается и сушится.

4.4.5. Обогащение в электрическом и магнитном поле

В электрическом поле обогащаются баритовые руды, содержащие в основном барит, кварц, незначительные примеси окислов железа и алюминия. Электрическое разделение баритовых руд невозможно без предварительной обработки, поскольку разница в поверхностной проводимости составляющих руду компонентов незначительна. Поэтому используют способ предварительной обработки руды нагреванием исходного материала до температуры 200–700 °С.

Способ электрического обогащения баритовых руд включает следующие операции: измельчение руды до размера 1–2 мм, обесшламливание по классу 0,074 мм, сушку и нагрев материала до 240 °С, электризацию при этой же температуре контактным способом и пропускание заряженных частиц через электростатическое поле. Наилучшие результаты получают при нагреве исходного материала до 93–240 °С. Верхний предел нагрева баритовой руды составляет 480 °С. При обогащении описанным способом баритово-флюоритовой руды, содержащей 38 % барита, 51,0 % CaF_2 , 4 % кварца, 7 % глины и другой пустой породы, получен баритовый концентрат с содержанием 84,5 % BaSO_4 при извлечении 84,5 %.

Термическая предварительная обработка руды способствует успешной сепарации компонентов, однако требует большого расхода энергии на нагрев материала.

Значительное снижение температуры нагрева и температуры, при которой происходит процесс разделения, может быть достигнуто применением химического кондиционирования, благодаря которому отдельные компоненты минеральной смеси приобретают различные свойства.

В отдельных случаях обработки исходной руды химическими веществами бывает недостаточно для того, чтобы создать необходимое различие в поверхностной проводимости компонентов. Тогда руду, подлежащую обогащению, после кондиционирования химическими реагентами смешивают с порошкообразными веществами, которые, смотря по обстоятельствам, обладают высокой или низкой проводимостью. Эти вещества покрывают тонким слоем те компоненты руды, которые адсорбировали на своей поверхности кондиционирующий реагент, в результате чего поверхностная проводимость компонента изменяется (увеличи-

вается или уменьшается) в такой степени, что становится возможным разделение минералов руды в электростатическом поле.

Обработка по описанному способу баритовой руды, состоящей из барита и кварца, заключается в том, что руду смешивают сначала с незначительным количеством олеиновой кислоты, которая селективно адсорбируется на частицах барита, а затем с небольшим количеством графитовой пыли, которая тонким слоем покрывает частицы барита. В противоположность частицам кварца поверхностная проводимость частиц барита сильно увеличивается и становится возможным обогащение в электростатическом поле.

Предварительная обработка перед электростатической сепарацией баритовой руды, содержащей барит, кварц и небольшое количество окислов железа и алюминия, часто состоит в кондиционировании с химическими реагентами. При химическом кондиционировании руды реагенты оказывают селективное действие на поверхность минерала (например, при использовании соляной и плавиковой кислот), образуя пленку, которая оказывает влияние на электрические свойства компонентов в желаемом направлении. В качестве кондиционирующих средств при обогащении барита применяют различные химические вещества. При использовании, например, сульфоновых кислот или их солей для кондиционирования баритовой руды, содержащей 89,7 % BaSO_4 , кварц, небольшое количество Fe_2O_3 , Al_2O_3 , SrO_4 , получен баритовый концентрат с содержанием BaSO_4 97,1–98,9 % при извлечении 92,6–97,6 % [45].

В качестве кондиционирующих реагентов применяются органические, неорганические и смешанные органические и неорганические анионные вещества, которые относятся к различным химическим классам и обладают кислыми свойствами. Эти вещества содержат группу –ОН (фенольную) или кислые amino-, имино-, сульфонио- или карбоксиаминогруппы. При кондиционировании баритовой руды, содержащей 89,7 % BaSO_4 , кварц, незначительные примеси окислов железа и алюминия, с В-нафтолом ($\text{C}_{10}\text{H}_4\text{OH}$), α -нитрозилом получен концентрат с содержанием BaSO_4 97,7–98,2 % при извлечении 97,1–97,5 %.

Кондиционирующий реагент в виде водного раствора (концентрация от 2 до 70 %) наносится с помощью сопел. Руда после нанесения реагента перемешивается в течение десяти минут, а затем обрабатывается горячим воздухом, под действием которого распылитель испаряется, а материал нагревается до необходимой температуры (от 40 до 100 °С).

При наличии влаги в руде возникает нежелательная проводимость, которая способствует уменьшению разницы в электрических свойствах отдельных компонентов руды. Эти нарушения можно устра-

нить, если руду обработать воздухом с определенным давлением водяного пара. Давление водяного пара принимают в зависимости от типа минеральной смеси, типа кондиционирующего реагента, температуры разделения и типа сепаратора, в котором ведется процесс.

Электризация частиц руды осуществляется контактным способом или путем трения. Процесс сепарации проводится при относительно низких температурах (40 °С и ниже).

Целесообразнее нагревать руду в восстановительной атмосфере, т.е. с добавлением твердого углеродистого вещества (угля). Такие условия необходимы для того, чтобы восстановить окись железа до магнитного железа, которое легко отделяется от обогащенного барита в процессе магнитной сепарации. При этом отделяется и большой процент кварца, который механически уносится восстановленным железом. Затем материал пропускают через сито 60–80 меш или пневматический сепаратор, чтобы отделить тонкоизмельченный и чистый сульфат бария.

В некоторых случаях полученный продукт снова пропускают через магнитный сепаратор для удаления тонких частиц железа. Из баритовой руды, содержащей 85 % BaSO_4 , 8,4 % Fe_2O_3 , 4,1 % SiO_2 , после нагрева в печи в восстановительной среде, сепарации на сите и магнитной сепарации был получен конечный продукт, содержащий 96,32 % BaSO_4 ; 0,11 % Fe_2O_3 ; 0,11 % SiO_2 . При нагреве руды без восстановительной среды полученный концентрат содержал в среднем 93,0 % BaSO_4 . Расход угля составлял 400 г на каждый процент железа на 1 т исходной руды.

4.4.6. Флотация

Промышленная флотация баритовых руд не имеет такого богатого опыта, как флотация сульфидных руд. У нас флотация баритовых руд впервые была осуществлена на Салаирской обогатительной фабрике (1934–1937 гг.). Долгое время хвосты флотации полиметаллических руд, содержащих барит, на ряде фабрик сбрасывались в отвал.

Барит относится к числу сравнительно хорошо флотирующихся минералов. Для его флотации применяются олеиновая кислота, талловое масло в смеси с керосином, окисленный рисайкл, сульфатное мыло, нафтеновые кислоты, асидол. Хорошими собирателями барита являются алкилсульфаты, особенно в кислой среде, а также алкилбензолсульфонаты. В последнее время олеиновая кислота заменяется реагентами ВС-2, ВС-4, ДНС-ВН, эфирикислотами [45, 46]. Кроме того, используют сочетание карбоксильных собирателей с хлорамином Б в соотношении 1:0,25÷1:3, а

для снижения расхода жидкого стекла добавляют полиалюмосиликат натрия.

В некоторых случаях в качестве активатора барита используют NaOH или Na_2CO_3 (0,5–1,5 кг/т).

Отделение барита от кварца производится с помощью карбоксильного собирателя в присутствии жидкого стекла, служащего депрессором пустой породы. Были испытаны новые реагенты собиратели барита – таллактан и теасак [44], дающие возможность получать высококачественные баритовые концентраты при высоком извлечении.

Сложнее отделить барит от кальцита или флюорита. Для этого часто необходимы специальные депрессоры, например, бихромат калия, декстрин, хотя иногда неплохие результаты можно получить и с жидким стеклом, но при повышенном его расходе (до 4 кг/т).

Для отделения барита от карбонатов был предложен также способ доводки концентратов по методу Петрова, заключающийся в обработке концентрата основной баритовой флотации при подогреве в течение 30–40 мин в плотной пульпе, содержащей 0,25–0,5 % жидкого стекла.

Селективная флотация барита из руд с повышенным содержанием кальцита успешно осуществляется при использовании в качестве собирателя алкилсульфата натрия. Расход алкилсульфата составляет 100–150 г/т. При этом для депрессии пустой породы также вводится жидкое стекло. Преимуществом использования алкилсульфата является возможность флотации на жесткой воде, без обесшламливания руды, при невысоких расходах собирателя.

М.А. Эйгельс и И.Д. Чогошвилли считают, что талловое масло в слабощелочной среде ($\text{pH} = 8,0\text{--}9,5$) является достаточно селективным собирателем при разделении барита и кальцита.

А.Н. Гребнев и Л.К. Стефановская показали возможность применения для селекции барита и кальцита алкилсульфатов, приготовленных на основе таллового масла, – таллеилсульфатов 1 и 2.

В Болгарии был синтезирован новый реагент-регулятор для селекции барито-кальцитовых руд – синдан-2, представляющий конденсат гидролизного лигнина.

ВНИИЦветметом предложен собиратель С-3, который является продуктом переработки нефтяного парафина и содержит в своем составе синтетические жирные кислоты. С-3 – это крупнотоннажный полупродукт производства синтетических жирных кислот Омского нефтеперерабатывающего завода. Хорошими флотационными свойствами обладают

и товарные фракции синтетических кислот (C_{10} – C_{13} , C_{14} – C_{16} , C_{17} – C_{20}), получаемые в промышленных условиях из С-3.

Применение реагента С-3 в сравнении с олеатом натрия, ВС-2 и талловым маслом улучшает технологические показатели, сокращает время флотации, снижает расход жидкого стекла при одинаковых расходах собирателя. Использование смеси С-3 с талловым маслом в соотношении 1:1 (300 г/т) на двух обогащительных фабриках повысило извлечение барита на 3,2 % и содержание в концентрате – на 1,6 %.

Отделение барита от флюорита возможно также при флотации олеиновой кислотой в присутствии танина (квебрахо) совместно с солью железа. В этих условиях подавляется флотация барита.

И. Хамман предложил в качестве депрессора флюорита лимонную кислоту при флотации барита алкилсульфатом. При этом барит может активироваться хлористым барием, небольшими добавками сульфитно-целлюлозного экстракта, силиката натрия или $K_2Cr_2O_7$. Отделение барита от флюорита проходит более эффективно даже при использовании жидкого стекла, если в качестве собирателя применять эмульсол Х-1 (комплексная натриевая соль сульфированных спиртов жирных кислот). Комбинация силиката натрия, сернокислой меди, двуххромового кислого калия и олеата натрия дала возможность получить концентрат, содержащий 98 % $BaSO_4$ при извлечении 82 %.

В Чехословакии Б. Добиашем при флотации барит-флюоритовой руды с использованием реагента-собирателя синтапона – СР (смесь алкилсульфатов), жидкого стекла и лимонной кислоты были получены следующие концентраты: баритовый с содержанием 97,03 % $BaSO_4$ и флюоритовый с содержанием 98 % CaF_2 при высоком извлечении.

Другой чехословацкий исследователь Я. Коцоурек применил обратную флотацию. Барит депрессировался декстрином или крахмалом с добавкой двуххромово-калиевой соли, флюорит флотировался масляной кислотой, ее солями, сульфатами высших жирных спиртов или их смесей. Для улучшения флотируемости флюорита подавалось жидкое стекло и хлористый натрий. Барит флотировался из хвостов флюоритовой флотации тем же собирателем, каким флотировался флюорит. Остатки CaF_2 подавлялись лимонной кислотой.

В. Бергер флотировал барит из флюорито-баритовой руды с помощью собирателя ОТС (600 г/т), а затем при добавлении 200 г/т того же реагента извлекал флюоритовый концентрат. Из другой руды барит флотировался собирателем Кардиол-НС (технический продукт с 45 % алкилсульфатов), из хвостов флотировался флюорит олеиновой кислотой.

При флотации флюорита олеатом натрия из руды, содержащей барит и силикаты, декстрин может служить активатором флюорита, а хромпик-депрессором барита. Для депрессии барита можно применять перманганат, йодаты, а также хлористый барий, но их действие значительно слабее.

Минералы железа отделяются от барита гравитационными методами, флотацией или растворением в кислотах.

Флотация барита для отделения от окисленных железных минералов ведется карбоксильным собирателем в щелочной пульпе ($\text{pH} = 11$) в присутствии метасиликата натрия (расход 0,5–1 кг/т).

Перечистку баритового концентрата, полученного в щелочном цикле, можно осуществлять в кислой среде ($\text{pH} = 3$); при этом флотируются железные минералы и глины.

Сложным является отделение барита от сидерита. Барит может селективно флотироваться олеиновой кислотой при $\text{pH} = 9$; при pH от 6 до 9 флотируется и барит, и сидерит. С лаурилсульфатом барит хорошо флотируется при значениях pH в пределах 8–9; кварц и сидерит в этих условиях практически не флотируются. Отделение барита от сидерита при использовании октадециламин-гидрохлорида осуществляется в кислой среде при pH ниже 2,5. Барит флотируется анионным собирателем в щелочной среде, а катионным – в кислой.

Жидкое стекло в основной флотации больше является диспергатором, чем депрессором окислов железа. Помимо жидкого стекла диспергатором могут служить желатин, дубильная кислота (таннин), экстракт еловой коры и др. Шламы перед флотацией окислов железа необходимо удалять.

Для удаления барита из Бакальской сидеритовой руды используют соду (100 г/т), смеси таллового масла с олеиновой кислотой, ИМ-11.

Для флотации кремиковской руды разработан новый болгарский селективный собиратель – флотореагент ВК, представляющий собой комбинацию сульфатированных и несulfатированных высших жирных спиртов с длинной углеводородной цепью $\text{C}_{10}\text{--C}_{18}$ [45].

Предложены [45] в качестве собирателя N-алканоловые, в частности, N-алканоламил-карбоновые кислоты или N-алканол-N-алкиламинокарбоновые кислоты.

Флотация барита из хвостов сульфидной флотации имеет ту особенность, что руда уже тонко измельчена и в пульпе присутствуют реагенты, которые применялись при флотации сульфидов.

Разработкой режимов извлечения барита из хвостов сульфидной флотации руд Салаирского, Миргалимсайского и других месторождений занимались институты Гинцветмет, Ирриридмет, ЦНИГРИ, ИМР, Уралмеханобр. Вышеописанные реагенты-собиратели используются в качестве собирателей барита, а депрессоры – в соответствии с составом породообразующих минералов. Хорошие результаты дает Баритол и ОНМК [44].

Внимание было обращено на отходы лесохимического (БТ-1С) и масложирового («Даллес») производств, по стоимости значительно уступающих олеиновой кислоте. Флотации подвергались руды Забайкальского региона – месторождения Усугли, Жетковское, Гарсонуйское, Этыкинское, Монголии – Бор-Ун-Дур и баритосодержащие руды, перерабатываемые Салаирским ГОКом. Использование реагентов с наличием в их составе предельных и непредельных кислот в определенном их соотношении позволяет повысить качество и извлечение флюоритового и баритового концентратов при равном их расходе в сравнении с традиционными и незначительной стоимостью последних.

В зарубежной практике барит после флотации сульфидов флотируется олеиновой кислотой или синтапоном – СР пастой при $\text{pH} = 8,5\text{--}10$ в присутствии жидкого стекла (1 кг/т).

4.4.7. Схемы обогащения и фабрики

Выбор способа и схемы обогащения баритовых руд зависят от типа руды, минералогического состава и структуры руды, от размеров вкраплений и требований потребителя.

Так, для крупнозернистых собственно баритовых руд применяют рудоразборку и промывку (дробление до 100–25 мм); среднезернистые руды обогащаются отсадкой, иногда в сочетании с промывкой; для тонкодисперсных руд используют концентрационные столы, флотацию и декрипитацию.

Из комплексных баритовых руд барит обычно извлекается по простым флотационным схемам. Так, в частности, проводятся основная баритовая флотация с выделением конечного концентрата или основная флотация с последующими двумя–тремя перечистками. Хвосты основной флотации при относительно высоком содержании барита в руде поступают на контрольную флотацию. По таким схемам работают Карабашская, Гайская, Салаирская, Майкаинская фабрики в России; Миргалимсайская, Кайрактинская, Карагайлинская в Казахстане; Маднеуль-

ская в Грузии; Ахтальская в Армении; Чорух-Дайронская в Таджикистане; Роммельсберг в Германии; предприятия Аризоны в США.

На рис. 4.1 приведена схема флотации барита на Салаирской обогатительной фабрике. Она обогащает барито-полиметаллические руды: барит извлекается из хвостов цинко-свинцовой флотации. В среднем содержание барита в этих хвостах составляет около 25–26 %. В получаемом баритовом концентрате для нефтяной промышленности содержание барита достигает 68–75 %, а в концентрате для химической промышленности оно повышается до 80–85 %. Извлечение барита равно 74 %.

Схема извлечения барита из свинцово-баритовых руд Миргалимсайского месторождения показана на рис. 4.2.

По более сложным схемам обогащаются железо-баритовые руды (рис. 4.3).

Если в комплексных рудах содержатся благородные металлы, то схема их обработки еще усложняется. Так, для извлечения золота и серебра из барито-кварцевой руды с примесью сульфидных и железосодержащих минералов применяются следующие основные операции: амальгамация, концентрация на шлюзах, флотация (сначала сульфидов, затем благородных металлов), цианирование хвостов флотации и выделение барита из хвостов обработки.

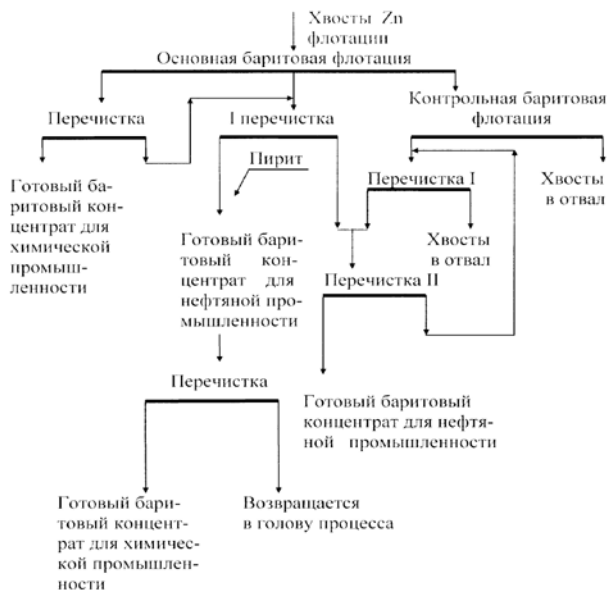


Рис. 4.1. Схема обогащения барита на Салаирской фабрике

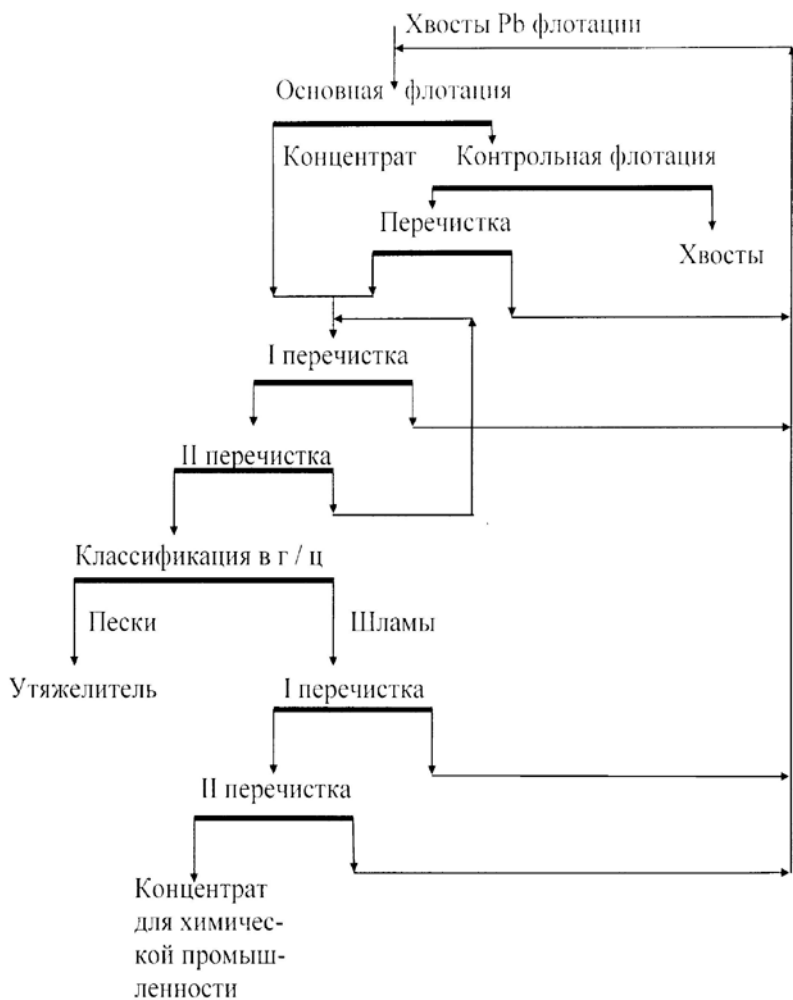


Рис. 4.2. Схема флотации барита на Миргалимсайской фабрике



Рис. 4.3. Схема обогащения кремиковской железо-баритовой руды (НРБ)

5.ТЕХНОЛОГИЯ ТАЛЬКА

Лекция 11

План лекции: 1.Свойства и применение талька [10 с 325-326,45 с 154]
2. Требования промышленности к качеству сырья, типы руд и месторождений [45 с 155-158]
3. Фотометрическая сортировка [45 с 159]
4. Флотация[14 с402-403,45 с 160-161]
5.Схемы обогащения. Фабрики[10 с 327-329,45 с 162-164]

Тальком называют горные породы, в основном сложенные минералом тальком.

В чистом виде тальк встречается редко и в незначительных количествах, обычно же он входит в состав горных пород. В зависимости от преобладания в горных породах сопутствующего компонента различают талько-магнезитовый, талько-хлоритовый и талько-доломитовый камень.

Достоверные общие оценки запасов талька у нас и за рубежом отсутствуют [1–4]. Считается, что геологические запасы составляют не менее десятков миллионов тонн. Добывают тальк более чем в 40 странах. Ведущие страны по добыче это Бразилия, Индия, Финляндия, Россия, Франция, Италия, Австрия.

В дореволюционной России тальковой промышленности не существовало и небольшая потребность в молотом тальке целиком покрывалась импортом.

В России производство молотого талька началось только в 1925 г., когда для размола породы была приспособлена старая Кошкульская бегунная фабрика на Урале около города Миасса. Постепенно стали вводиться в эксплуатацию месторождения талькистов, тяготеющих к этому району. Первое время годовая производительность Миасской фабрики не превышала нескольких сотен тонн, достигнув к началу войны 1941–1945 гг. 12 тыс. тонн молотого талька.

В 1940 г. в строй вступила вторая размольная фабрика в Грузии, работающая на сырье Южно-Осетинских месторождений, производительностью около 1,5–2 тыс. т в год.

Начиная с 1941 г. в строй вступила опытная флотационная установка, базирующаяся на отходах Шабровского комбината.

В 1955 г. на Шабровском комбинате была освоена новая более мощная флотационная установка промышленного типа и организован специальный размольный цех, выпускающий талько-магнезитовую муку

для использования ее в порошке – dust, а с 1964 г. введена в строй раз-
мольная фабрика производительностью 110 тыс. т/г молотого талька.

Производство молотого талька на всех тальковых фабриках СССР
достигло в 1958 г. 200 тыс. т. Однако потребность в нем полностью не
удовлетворялась.

Россия до 90-х годов занимала третье место в мире (после КНР и
США) по добыче талькового сырья, в настоящее время она замыкает де-
сятку стран-производителей и отличается выпуском низкосортной продук-
ции (преимущественно талькового камня).

Объем мирового производства талька (включая тальковую руду)
в 2000 г. составил 9,6 млн т, в 2006 г. – 6,8 млн т. В мире существует
37 крупнейших производителей талька в 54 странах.

Мировое потребление талька насчитывало более чем 9,7 млн т в
2005 г. и оценивалось в 1,9 млн дол. Потребителем и производителем, на
которого приходилось более чем одна треть мирового производства
талька была Малайзия, 41 % всего экспорта приходился на нее.

Производство талька в России показано на рис. 5.1, структура по-
требления показана на рис. 5.2, а импорт талька в Россию дан в табл. 5.1,
импорт талька по странам изображен на рис. 5.3.

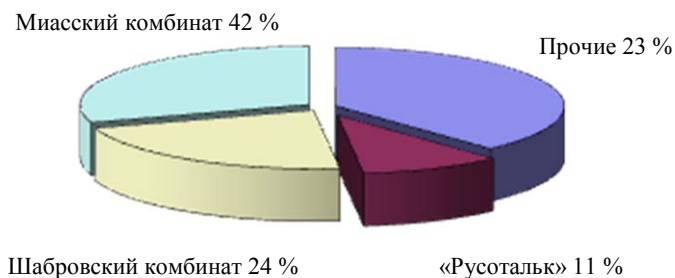


Рис. 5.1. Производство талька в России

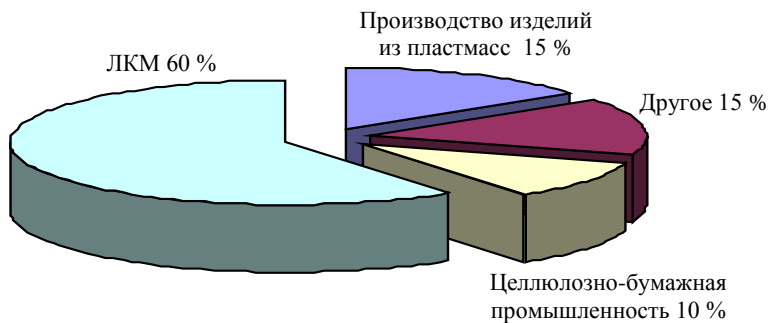


Рис. 5.2. Структура потребления микроталька

Таблица 5.1

Импорт талька в Россию

Год	Стоимость, тыс. дол.	Вес нетто, т	Количество поставок
1998	1 792,70	5 165,27	163
1999	1 895,50	7 102,80	215
2000	2 078,80	9 468,32	289
2001	2 653,88	12 403,91	315
1-е полугодие 2002 г.	1 437,91	6 590,02	176

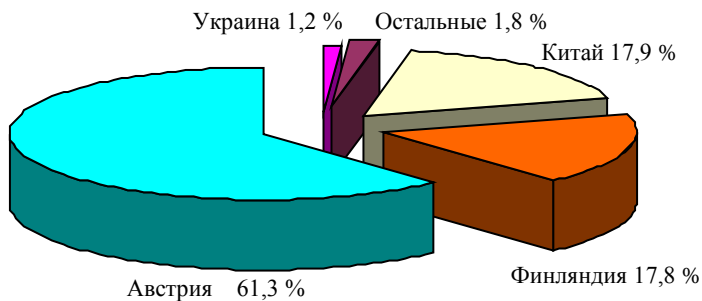


Рис. 5.3. Импорт талька по странам в 2001 г.

Наибольшие объемы в импортных поставках занимают закупки австрийского микроталка для Сыктывкарского и Соликамского целлюлозно-бумажных комбинатов, которые вместе потребляют более 7 тыс. т импортной продукции в год.

Цена талка на мировом рынке в 2000 г. составляла 110 дол. 98/т [1–4].

Цена одной тонны супермикроталка в России в 2009–2010 гг. составит без НДС 55 тыс. руб., с НДС – 64,9 тыс. руб.

5.1. Свойства и применение талка

Минерал талк $\text{Mg}_3[\text{Si}_4\text{O}_{10}][\text{OH}]_2$, или $3\text{MgO} \cdot \text{SiO}_2 \cdot \text{H}_2\text{O}$, представляет собой гидросиликат магния. В виде небольших примесей талк содержит Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO , NiO , MnO и др.

Чистый талк снежно-белого цвета. Примеси окрашивают его в различные цвета: светло-зеленый, серо-зеленый, темно-зеленый, иногда желтый и розовый. В измельченном виде талк обладает белым или серовато-белым цветом.

С увеличением тонкости помола его белизна увеличивается. Тонкие пластинки талка просвечивают. Блеск талка жирный, перламутровый.

Твердость талка колеблется от 1 до 1,5, удельный вес составляет 2,7–2,8 г/см³.

Талк химически инертен, в кислотах и щелочах растворяется очень слабо; плохо проводит тепло и электричество.

При нагревании в интервале 380–499 °С он выделяет часть связанной воды, не меняя своих физических свойств. Остальная часть связанной воды выделяется при нагревании до 800–900 °С. При этом талк превращается в клино-энстатит – очень твердое вещество, обладающее хорошими электроизоляционными свойствами и высокой температурой плавления, что делает его ценным минералом для производства керамических электродеталей. Температура плавления талка – 1 530 °С.

Как было указано выше, для талка характерны жирность, мягкость, огнестойкость, химическая стойкость, электроизоляционность, кроме того, в молотом виде талк отличается достаточно высокой дисперсностью, т.е. способностью хорошо смачиваться жидкостью и находиться в ней во взвешенном состоянии в виде мельчайших частиц. Благодаря таким ценным свойствам молотый талк широко используется многими отраслями промышленности: бумажной (10 %), лакокрасочной, керамической, кровельной (6–7 %), резиновой, сельскохозяйственной (65 %), литейной, парфюмерной, фармацевтической.

В бумажной промышленности тальк употребляется как наполнитель древесной массы, придающий бумаге плотность и способность лучше принимать типографские краски.

Для бумаги цветной и низких сортов может применяться тальк невысокого качества и малой белизны. Для бумаги высших сортов тальк должен иметь высокую белизну и тонкий размол.

Лакокрасочная промышленность использует тальк в качестве наполнителя. Чтобы сохранить тон краски, тальк должен иметь достаточно высокую белизну и степень размола. Введение талькового порошка в краску делает ее устойчивой против огня и выветривания.

Керамическая промышленность применяет тальк при изготовлении керамических изделий широкого ассортимента – от плиток для стен и пола до тонких радиодеталей.

Электроизоляционная керамика и особенно радиотехника требуют для своего производства применения высококачественного талька, отличающегося минимальным содержанием железа, так как железо снижает его электроизоляционные свойства.

Кровельная промышленность применяет тальк в толерубероидном производстве. Вводимый тальк делает толь и рубероид устойчивыми против огня и агентов выветривания.

В резиновой промышленности тальк используется в качестве наполнителя. Тальковый порошок применяется также для обсыпки рулонов и резиновых изделий в целях предохранения их от слипания.

Парфюмерная промышленность использует тальк для изготовления зубного порошка, пудры и косметических мазей, а фармацевтическая – для изготовления лечебных мазей, таблеток.

В коллоидном производстве тальк благодаря своей жирности используется для изготовления паст и мазей, находящих себе различное применение в быту (от смазок для трущихся частей металлических механизмов до различных паст и мазей в кожевенном производстве, ветеринарии и других областях).

В значительном количестве тальк употребляется в сельскохозяйственной промышленности при изготовлении средств для уничтожения вредителей сельскохозяйственных культур, так как к частичкам талька хорошо прилипает яд, уничтожающий их.

Молотый тальк применяется и в других отраслях производства (карандашной, литейной, джутовой, пищевой и др.).

5.2. Требование промышленности к качеству сырья, типы руд и месторождений

До настоящего времени в нашей стране ГОСТы на тальковое сырье не разработаны, но на товарную тальковую продукцию – молотый тальк и штучные изделия – он существует.

Производство молотого талька в России в настоящее время регламентируется ГОСТом 21235-75 (табл. 5.2), для лакокрасочной промышленности – ГОСТом 19284-79 (табл. 5.3).

Таблица 5.2

Технические требования к молотому тальку и талькомагнезиту по ГОСТ 21235-75 (Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки				ТМН	Методы испытаний
	ТП		ТМП			
	тонко-молотый	средне-молотый	I сорт	II сорт		
Массовая доля прокаленного нерастворимого в соляной кислоте остатка, %, не менее	80	80	53	53	50	По ГОСТ 19728.1-74
Массовая доля окиси железа в солянокислой вытяжке, %, не более	—	—	5	5	8	По ГОСТ 19728.4-74
Потери массы при прокаливании, %, не более	8	8	23	23	25	По ГОСТ 19728.17-74
Остаток на сетке № 009, %, не более	Отсутствует	2	2	5	10	По ГОСТ 19728.20-74
Массовая доля влаги, %, не более	1	1	1	1	1	По ГОСТ 19728.19-74

Примечание. ТП – тальк молотый для пестицидных препаратов; ТМП – талькомагнезит молотый для пестицидных препаратов; ТМН – талькомагнезит молотый для наполнения.

Фармацевтическая промышленность предъявляет к тальку следующие требования:

5. реакция водной вытяжки – нейтральная;
6. растворимость в HCl – не более 1,0 %;
7. содержание железа – не более 0,5 %;
8. растворимость в воде – не более 1,0 %;
9. отсутствие сернистых соединений;
10. отсутствие соединений мышьяка;
11. потери при прокаливании – не более 5 %.

Кондитерская промышленность удовлетворяется тальком, соответствующим данному сорту марки А с дополнительным ограничением содержания мышьяка не более 0,0014 %. В настоящее время многими потребителями разработаны проекты новых технических условий, которые выдвигают к тальковому порошку более жесткие требования.

Используемые промышленностью талькосодержащие горные породы делятся на два типа: 1-й тип – талькиты, в которых тальк содержится в количестве не менее 70 %; 2-й тип – тальковые камни, содержащие тальк в количестве от 35 до 70 %.

В зависимости от преобладания в последних сопутствующего компонента различают талько-магнезитовый, талько-хлоритовый и талько-доломитовый камень. Могут встречаться и переходные разновидности, например, талько-хлорит-доломитовые и др.

Месторождения талька делятся на два генетических типа: гидротермальные (изверженные, а затем измененные температурой и парами воды) и метаморфические (осадочные).

Имеются и другие классификации (Меринкова, Уральского), которые принципиально не отличаются и поэтому не приводятся.

Гидротермальные месторождения подразделяются на три подтипа:

1) месторождения талькитов и, главным образом, талькового камня, связанные с серпентизированными основными изверженными породами – интрузивными (перидотиты, дуниты, пироксениты) и эффузивными (пикриты) (Урал, Грузия);

2) месторождения талькитов обычно очень чистых, среди осадочных карбонатных пород (доломитов, известняков, магнезитов), а также глинистых и других сланцев (Онотское в Восточной Сибири – Иркутская область, Киргитейское – Мотыгино);

Таблица 5.3

**Технические требования к микротальку различных марок для лакокрасочной промышленности
по ГОСТ 19284-79 (Статус: Действующий)**

Наименование показателя	Норма для марок					Метод испытаний
	МТ-ЭГС-1	МТ-ЭГС-2	МТ-КШС	МТ-ГШМ	МТ-К	
Белизна (коэффициент отражения), %, не менее	80	70	70	70	70	По ГОСТ 16680
Массовая доля прокаленного нерастворимого в соляной кислоте остатка, %, не менее	90	87	85	82	Не нормируется	По ГОСТ 19728.1
Массовая доля водорастворимых солей, %, не более:	0,3	0,3	0,3	0,3	То же	По ГОСТ 19728.12
Концентрация водородных ионов водной суспензии (рН)	8,5–9,5	8,5–9,5	8,5–9,5	8,5–9,5	-«-	По ГОСТ 19728.18
Массовая доля влаги, %, не более	0,5	0,5	0,5	0,5	0,5	По ГОСТ 19728.19
Массовая доля мышьяка, %	Не нормируется				Отсутствие	По ГОСТ 19728.15
Остаток на сетках, %, не более:						По ГОСТ 19728.15 -«- -«- -«-
№ 0056	Отсутствие					
№ 0045	0,1	0,1	0,1	0,5	0,5	
Массовая доля частиц, %, не менее:						
по седиментационному методу:						
менее 20 мкм	98	98	97	90	90	
менее 10 мкм	95	95	82	70	70	
менее 5 мкм	80	80	52	40	40	
по электропрепитационному методу:						
менее 20 мкм	80	80	67	60	60	
менее 10 мкм	67	67	50	45	45	
менее 5 мкм	50	50	—	—	—	

Примечание. МТ-ЭГС-1 и МТ-ЭГС-2 – для производства эмалей и грунтовок специального назначения; МТ-КШС – для производства красок и шпаклевок специального назначения; МТ-ГШМ – для массового производства грунтовок, шпаклевок; МТ-К – для изготовления карандашных стержней.

3) месторождения листового талька в виде жил небольшой мощности и протяженности, пересекающих залежи тальцитов, талькового камня и серпентина.

Все эти подтипы относятся к низко- и среднетемпературным образованиям.

Метаморфические осадочные месторождения представляют собой тальковые сланцы, связанные с кристаллическими сланцами (Шабровское на Урале).

Основным источником товарного талька служат талькиты и тальковые камни гидротермального генезиса, залегающие в серпентинитах и карбонатных породах. Среди них тальковый сланец имеет большое практическое значение. Жильный листовый тальк промышленного интереса не представляет.

Россия располагает крупными месторождениями талька и талькового камня. При этом 72 % запасов талька сосредоточено в четырех месторождениях Сибири (Алгуйском, Киргитейском, Светлый ключ и Онотском).

5.3. Обогащение талька

Для обогащения талька в настоящее время применяется фотометрическая сепарация, флотация, реже гравитация (столы).

5.3.1. Фотометрическая сортировка

Как показывает мировая практика, еще 20–30 лет назад тальковые породы использовались только в их природном состоянии, т.е. без предварительного обогащения. Применялась только ручная сортировка, а затем сырье подвергалось или тонкому размолу (иногда с магнитной сепарацией) для получения порошка, или механической обработке (распилке, обточке, резке) для получения цельновыработанных изделий. Однако в последние годы тальковая промышленность стала применять более сложные методы первичной обработки тальковых пород, главным обра-

зом, фотометрическую сортировку, флотацию, иногда в комбинациях с концентрацией на столах.

Фотометрическая сепарация талька основана на различии отражательной способности разделяемых минералов и особенно распространена за рубежом.

Так, во Франции на месторождении талька Лузенак руда дробится до 100–0 мм, затем на грохотах отделяется класс –20 мм, который подлежит дальнейшей обработке. Класс –100+20 мм разделяется на грохотах на классы –50+20 мм и –100+50 мм, которые после промывки поступают на фотометрическую сепарацию. Выход продуктов первых сортов получается выше, чем при ручной разборке.

На другом месторождении талька (Триманс), находящемся на юго-западе Франции, с целью повышения выхода первосортной продукции и уменьшения потребности в рабочей силе, в 1980 г. компания Satl установила сепаратор Luzenac. Его производительность на материале крупностью –100+20 мм составила 20–60 т/ч. Лучшие результаты получаются при обогащении узких классов (–100+60 мм, –60+40 мм, –40+20 мм).

В Китае, в уезде Луи-шэн, имеются месторождения высококачественного талька, запасы которых составляют свыше 50 % запасов страны (30 млн т). Применение фотометрической сепарации позволило получить более высококачественные концентраты по сравнению с ручной сортировкой.

Фотометрической сепарации подвергается тальк из Amakusa крупностью –5 мм. Необходимым условием успешной сепарации является узкая классификация материала. При этом может сепарироваться материал +0,6 мм. На классе –2,4+1,2 мм, содержащем 80 % талька, эффективность сепарации достигает 70 %.

5.3.2. Флотация

Флотационный метод был применен еще до Первой Мировой войны в Канаде для удаления вредной примеси карбонатов кальция из тальковой породы Медокского месторождения. Метод флотации для получения чистого талька из талько-магнезитового камня путем разделения его на две фракции – тальковую и магнезитовую впервые был предложен и разработан в СССР институтами ГИНЦветметом, ВИМСом и Уралмеханобром. Однако практическое осуществление он получил сначала в Судане, а затем в США. В результате исследования было доказано, что тальк вследствие своей естественной гидрофобности легко флотируется и почти полностью отделяется от магнезита.

Флотация талька в СССР была внедрена во время войны 1941–1945 гг. на Шабровском комбинате, где ведется разработка целлопиленного талько-магнезитового кирпича. Первоначально предполагалось, что на флотацию будут поступать только отходы, получаемые в большом количестве при выпиливании последнего. В дальнейшем в связи с возрастающим спросом на флотированный тальк была построена и в 1955 г. введена в эксплуатацию первая очередь новой флотационной фабрики мощностью 30 тыс. т в год и начата добыча сырья специально для флотации. Старая фабрика была переоборудована на размольную. Вторая очередь флотационной фабрики мощностью 30 тыс. т в год флотированного талька была сдана в эксплуатацию в 1963 г.

В качестве реагентов при флотации тальковых пород для чешуйчатых тальцитов применяется только пенообразователь (сосновое масло, ДС-РАС, Т-66, Т-80 и др.), а для флотации плотных разновидностей (волокнистых) – еще и собиратели. Такими собирателями являются керосин и другие погонны нефти (лучше при добавке H_2SO_4 до $pH = 6-6,5$ с целью уменьшения перехода магнезита в пенный продукт), олеат натрия, омыленное талловое масло (ОТМ), кубовые остатки высших жирных спиртов (КО ВЖС) или амины почти с любой длиной цепи при подходящей величине pH , чаще создаваемой содой.

Для депрессии пустой породы и сопутствующих минералов применяется жидкое стекло и формальдегидный крахмал. При этом тремолит и доломит труднее подавить, чем кварц.

Хорошие результаты дает использование смеси омыленного таллового масла, кубовых остатков высших жирных спиртов и технических лигносульфонатов (ТЛС). Соотношение ТЛС, КО ВЖС и ОТМ составляет 1:2:3÷1:4:13.

Можно повысить технологические показатели обогащения талька за счет усиления селективности процесса. Используются ОТМ, Т-66 и КО ВЖС. При этом их соотношение колеблется от 1:1:0,5 до 1:1:2. Выход концентрата увеличивается на 5 %, содержание железа снижается в нем на 1 %.

5.3.3. Схемы обогащения. Фабрики

Схемы обогащения, характерные для талько-магнезитовой породы, приведены на рис. 5.4–5.6.

Для тальковых сланцев Ингулецкого ГОКа, отличающихся тем, что с тальком ассоциируют не магнезитовые, а хлоритовые породы, разработана комбинированная схема, включающая магнитную сепарацию в

сильном поле и последующую флотацию немагнитного продукта с получением талькового концентрата (пенный) и промпродукта (камерный), возвращаемого в операцию магнитного обогащения. При флотации была использована смесь омыленного сырого таллового масла (ОСТМ), вспенивателей Т-80 и КО ВЖС при равном соотношении компонентов и расходе 150–200 г/т.

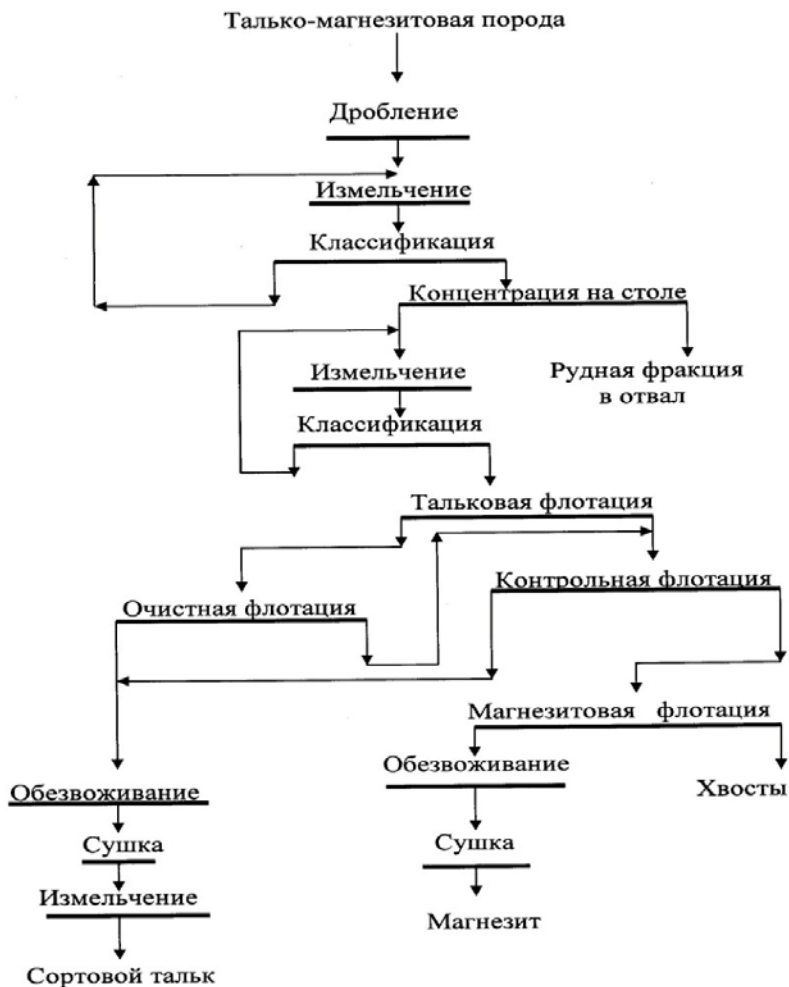


Рис. 5.4. Схема обогащения талько-магнетитовой породы

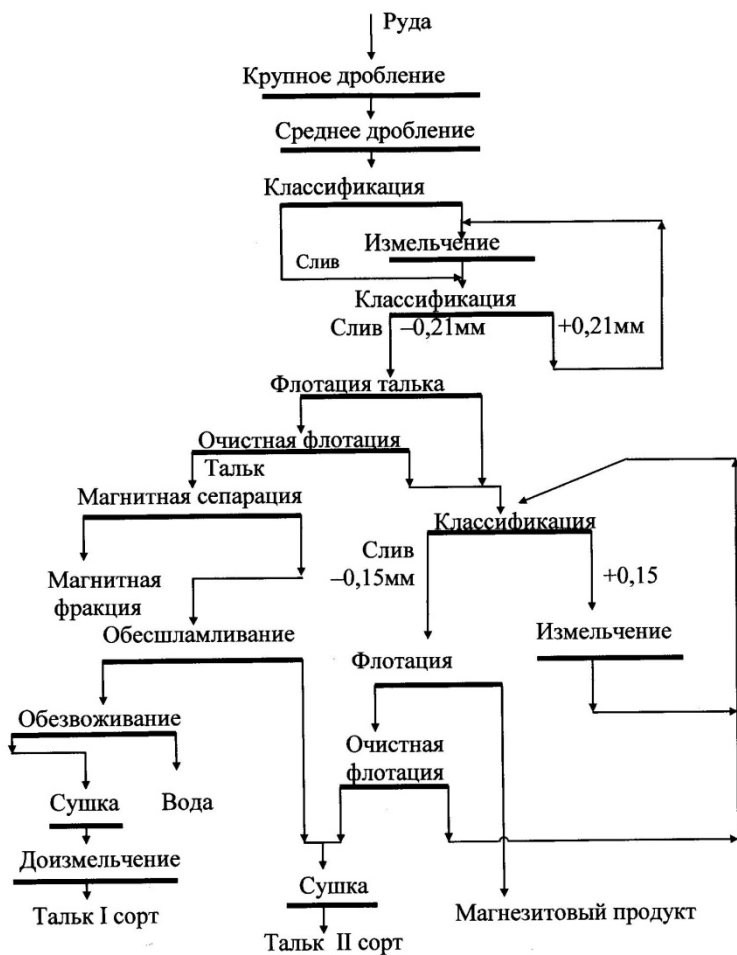


Рис. 5.5. Схема обогащения талько-магнетитовой породы на Шабровской фабрике

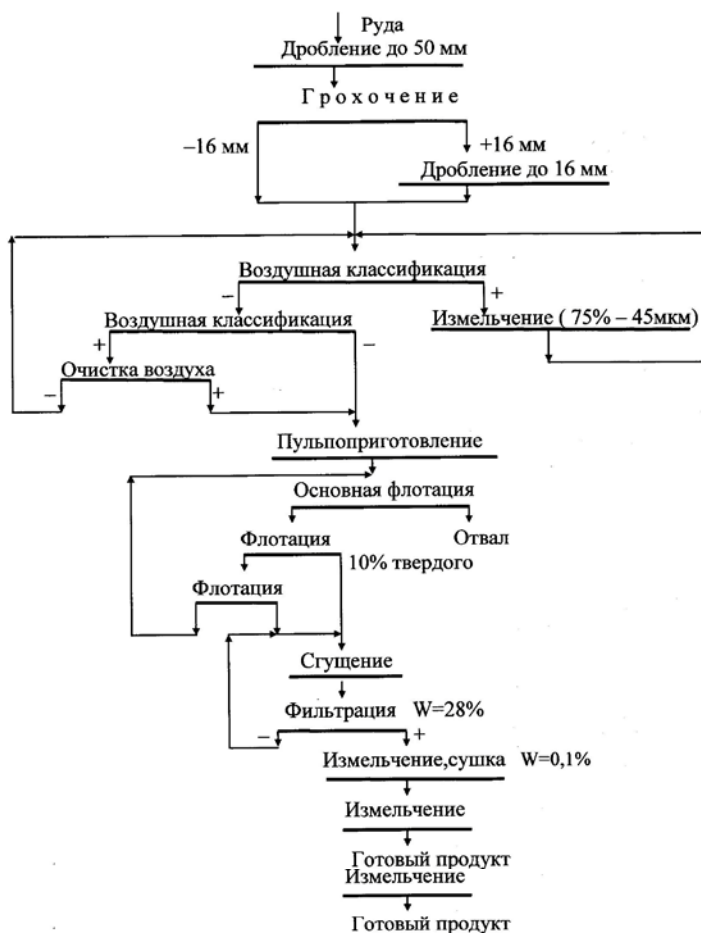


Рис. 5.6. Схема обогащения талько-магнетитовой руды на фабрике Нью-Вермонт

6. ТЕХНОЛОГИЯ СЛЮДЫ

Лекция 12

План лекции: 1. Свойства и применение слюды [10 с 318,45 с 166-169]
2. Требования к качеству сырья, типы руд [45 с 175-177]
3. Обогащение по трению [45 с 175-177]

Слюда известна еще с глубокой древности. В России в XVI и XVII вв. процветала добыча слюды в Керетской волости.

В XVII в. слюдяной промысел настолько развился, что слюду добывали уже на Поморских землях, в Енисейском и Иркутском воеводствах, по Алдану, Витиму, Маме и другим рекам.

С середины XVIII в. слюдяной промысел приходит в упадок из-за появления стекла.

С середины XIX в. добыча слюды была окончательно прекращена. С 1925 г. организуются слюдяные фабрики (Ленинградская, Иркутская, Петрозаводская, Нижнеудинская, Ачинская и др.).

В 1929 г. импорт слюды в СССР был прекращен. В 1933 г. СССР по добыче слюды вышел на второе место в мире.

В настоящее время в России слюду добывают на рудниках, объединенных в пять крупных предприятий: трест Мамслюда, комбинат Алданслюда, Слюдянское, Чупинское и Енское рудоуправление.

Наиболее крупными запасами листовой слюды обладают Индия и Бразилия (мусковит), Мадагаскар (флогопит).

Общемировые запасы и ресурсы данного сырья не оценены [1–4].

Мировое производство листовой слюды в 2000 г. составляло 290 000 т, в 2006 г., по оценкам USGS, мировое производство дробленой слюды и скрапов сократилось почти на 5 % по сравнению с предыдущим годом – до 280 000 т. По данным USGS, спрос на листовую слюду в США в 2006 г. вновь возрос после незначительного сокращения в 2005 г. При этом потребности американской промышленности в листовой слюде практически полностью удовлетворяются за счет импорта, объем которого в 2006 г. увеличился на 33 % по сравнению с 2007 г. – до 48 тыс. т.

В настоящее время основной объем листовой слюды поступает на рынок США из Канады, Китая, Индии и России. При этом ожидается рост цен на эту продукцию, так как доля высококачественной слюды крайне мала в общем объеме поставок.

Средние цены на листовую слюду (в блоках) на рынке США за период с 2000 по 2006 гг. увеличились более чем в 3 раза и варьируют в широком диапазоне: от менее чем 1 дол./кг за низкосортную продукцию до более чем 2000 дол./кг за слюду высшего качества.

Цены на слюду сухого и мокрого помола в США и Индии по состоянию на начало 2007 г. колебались от 210 до 1 000 дол./т.

6.1. Свойства и применение слюды

Слюда является одним из самых распространенных в земной коре минералов. Содержание слюды в верхних слоях земной коры составляет 2–4 % всего веса горных пород. Однако мировые промышленные запасы весьма ограничены.

Слюдами называют минералы, обладающие способностью легко раскалываться на тонкие и прочные пластинки. Прочность на растяжение пластинки слюды толщиной 0,02–0,05 мм достигает 40 кг/мм². При уменьшении толщины пластинки прочность на растяжение повышается и приближается к прочности стали. Слюда имеет высокую температуростойкость.

По химическому составу слюды являются алюмосиликатами щелочных и щелочноземельных металлов и подразделяются на подгруппы: биотита, мусковита и лепидолита. В подгруппу биотита входят: флогопит, биотит, лепидомелан и мангановиллит, из которых флогопит и частично биотит имеют промышленное значение. В подгруппу мусковита входят мусковит и парагонит. Последний встречается редко и промышленного значения не имеет. К подгруппе лепидолита относятся мелкие чешуйки различных слюд со значительным содержанием окиси лития. Особую группу образуют так называемые слюдopodobные минералы, из которых практическое значение имеет вермикулит.

Удельный вес слюды составляет 2,7–3,3 г/см³, цвет ее – разнообразен, твердость составляет 2–3 по Моосу. Химическая стойкость различна: щелочи на слюду почти не действуют, кислоты на флогопит действуют слабо, на мусковит – сильнее.

Ценным свойством слюды является способность расщепляться на листочки толщиной в несколько микрон, которые являются гибкими и упругими. Кроме того, слюда обладает терможаростойкостью, диэлектрическими свойствами, вермикулит – теплоизоляционными свойствами.

Из минеральных включений наиболее часто встречаются пирит, гематит, магнетит, кварц, кальцит, турмалин и др.

Наиболее важное промышленное значение имеют мусковит, флогопит и вермикулит.

Мусковит и флогопит принадлежат к весьма распространенным в земной коре минералам. Как породообразующие они входят в состав многих изверженных метаморфических и некоторых осадочных пород. Однако промышленное значение месторождения слюды приобретают тогда, когда эти минералы образуют скопления достаточно крупных технически пригодных кристаллов.

Условия образования слюд в природе отличаются некоторыми особенностями. В высокотемпературных эффузивных породах эти минералы как ранние выделения непосредственно из магмы никогда не встречаются. В интрузивных изверженных породах преимущественно кислого и среднего состава они образуются как позднемагматические постмагматические минералы, очевидно, под влиянием легколетучих агентов (мусковитовые граниты, грейзены).

Залежи мусковита бывают приурочены исключительно к гранитным пегматитам. Мусковит ассоциирует с полевыми шпатами, кварцем и в меньшей степени с турмалином, апатитом и другими минералами. Месторождения этого типа наиболее крупны и многочисленны и дают главную массу листового мусковита. К ним принадлежат месторождения Восточной Сибири, Урала, Бразилии, Канады.

Промышленные залежи флогопита всегда приурочены к областям контактов между богатой минерализаторами гранитной магмой и магнезиальными известняками или доломитами. Флогопит здесь сопровождается диопсидом, апатитом и кальцитом, совместно с которыми он заполняет трещины и пустоты в зонах контакта. Отдельные кристаллы флогопита в этих условиях достигают совершенной формы и весьма крупных размеров (месторождения ЮАР).

В СНГ к этому типу относятся крупные промышленные месторождения флогопита в Восточной Сибири, Прибайкалье и на Памире.

Вермикулит залегает среди сильно измененных ультраосновных пород, где он является продуктом гидротермального изменения биотита и флогопита, образуя мощные и длинные линзы.

В России к этому типу относятся промышленные месторождения вермикулита Среднего Урала, Ковдорское месторождение, месторождения США и Западной Австралии.

Технические свойства слюды в значительной степени зависят от чистоты кристаллов. Совершенно чистые кристаллы слюды встречаются редко, обычно они имеют различные природные дефекты – минеральные или газовые включения и неровную поверхность.

Среди минеральных включений различают пронизывающие, железистые и включения слюды другого состава.

Пронизывающие включения – это мелкие частицы обычно кварца и полевого шпата. При очистке слюды такие места обрезают.

Железистые включения – это окислы и гидроокислы железа. Они не пронизывают, а залегают в виде тонких пленок между слоями (их можно соскоблить, не обрезая этих участков слюды).

В мусковите часто встречаются включения биотита, которые не сильно ухудшают качество, но так как их можно спутать с включениями магнетита, то приходится отбраковывать мусковит с биотитовыми включениями в низкие сорта.

Газовые включения могут быть в виде отдельных пузырьков или групповых образований. Они заметно не снижают прочность слюды, но появляется больший тангенс угла диэлектрических потерь.

Слюдяной рудой называется природное минеральное вещество, содержащее в своем составе кристаллы слюды площадью не менее 3 см^2 , пригодные для изготовления ряда изделий.

Кристаллы слюды, извлеченные из жильной массы, называются забойным сырцом. В забойном сырце допускается до 5 % породной мелочи и 5 % слюдяной чешуйки. В специальных цехах горных предприятий забойный сырец доводят до состояния промышленного сырца.

Промышленным сырцом называют кристаллы слюды произвольного контура и неограниченной толщины, имеющие на поверхности с обеих сторон явно выраженную полезную площадь размером не менее 3 см^2 .

Полезной считают площадь, не имеющую трещин, проколов, минеральных включений, пережимов и других дефектов.

Слюда в виде листов, порошка и различных изделий нашла применение в самых различных отраслях промышленности. Главным потребителем слюды в настоящее время является электротехническая промышленность, применяющая слюду во всех ее видах при изготовлении электрических машин, конденсаторов, реостатов и др.

С помощью слюды создается надежная изоляция мощных турбогенераторов и других высоковольтных машин. Слюдяные конденсаторы являются важными элементами электрических фильтров, применяемых в телефонной аппаратуре дальней связи, позволяющих вести одновременно несколько переговоров по одному проводу.

Слюда применяется также в радиолокационной и радиотехнической аппаратуре.

Термическая устойчивость и химическая инертность слюды обусловили ее применение для изоляции в зажигательных свечах двигателей внутреннего сгорания, в различных нагревательных приборах и аккумуляторах.

Благодаря своей упругости, тонкости и однородности листовая слюда применяется для изготовления мембран телефонов, микрофонов и других акустических приборов, а также как основание для флюоресцирующих экранов, в вакуум-трубках для осциллографов и для телевидения.

Листовая слюда прозрачна, огнеупорна и устойчива при резких колебаниях температуры, поэтому ее вставляют в окна химических и металлургических печей.

Молотая слюда применяется для изготовления кровельных материалов (толь, рубероид), огнеупорных красок, тепловой изоляции паровых котлов и трубопроводов паровых и холодильных установок, как наполнитель в пластмассах, для сухой смазки деревянных трущихся частей, в качестве присыпки, чтобы не слипались резиновые изделия и для придания блеска бумаге и краскам.

6.2. Требования к качеству сырья, типы руд и месторождений слюды

При предварительной качественной оценке сырой слюды необходимо пользоваться теми показателями, которыми характеризуется сырье разрабатываемых уже месторождений и теми требованиями, которые предъявляют потребители к товарной слюде и полуфабрикатам (табл. 6.1–6.3).

Таблица 6.1

Марки слюды по ГОСТ 106 98-80 (Статус: Действующий)

Тип	Форма и размеры
Подборная	Пластины произвольной формы, толщиной от 100 до 400 мкм
Обрезная	Прямоугольные пластины толщиной от 5 до 650 мкм
Щипаная	Пластины произвольной формы от 5 до 45 мкм
Фасонные изделия	Штампованные детали различной конфигурации толщиной от 50 до 550 мкм
Дробленая	Чешуйки размером в поперечнике от 160 до 20 000 мкм
Молотая	Порошкообразный продукт с размером частиц до 630 мкм

Таблица 6.2

Слюда мусковит молотая электродная ТУ по ГОСТ 14327-82

(Статус: Действующий)

Наименование показателя	Норма для марки		Метод испытания
	СМЭ-315В	СМЭ-315	
Тонина помола: массовая доля остатка, %, не более, на сетке №: 2 0315 0125	Отсутствие 3 55	Отсутствие 3 55	По ГОСТ 19572
Массовая доля частиц, проходящих через сетку № 0063, %, не более	50	50	
Массовая доля двуокиси кремния (SiO_2), %	44–50	44–50	По ГОСТ 26318.2
Массовая доля суммы полуторных окислов ($\text{Al}_2\text{O}_3 + \text{Fe}_2\text{O}_3$), %	32–40	32–40	По ГОСТ 26318.3 и ГОСТ 26318.4
Массовая доля окиси железа (Fe_2O_3), %, не более	4,0	5,0	По ГОСТ 26318.3
Массовая доля окиси магния (MgO), %, не более	2,0	2,0	По ГОСТ 26318.6
Массовая доля окиси калия (K_2O), %, не более	8,0	8,0	По ГОСТ 26318.7
Массовая доля пятиокиси фосфора (P_2O_5), %, не более	0,1	0,1	По ГОСТ 26318.10
Массовая доля трехокиси серы (SO_3), %, не более	0,1	0,1	По ГОСТ 26318.9
Массовая доля влаги, %, не более	2,0	3,5	По ГОСТ 26318.11
Массовая доля посторонних примесей минерального происхождения, %, не более	4,0	5,0	Массовую долю посторонних примесей определяют параллельно на двух навесках молотой слюды массой по 50 г каждая, отобранных по ГОСТ 22370
Насыпная масса, г/см^3 , не более	0,40	0,50	Насыпную массу слюды определяют по ГОСТ 22370

Таблица 6.3

**Слюда обрезаемая мусковит для водомерных колонок, котлов
высокого давления ТУ по ГОСТ 13752-86 (Статус: Действующий)**

Наименование показателя	Норма	Методы испытания
Пятнистость смотровой части, %, не более	6	Путем измерения площади смотровой части, занятой минеральными включениями
Диаметр пластинчатых минеральных включений на смотровой части, мм, не более	2	Диаметр определяют с помощью микроскопа стереоскопического типа МВС, окуляр с ЦД 0,1 мм
Площадь, занятая газовыми включениями, %, не более	25	Определяют с помощью микроскопа стереоскопического типа МВС, в котором установлен окуляр с сеткой со стороной квадрата 1 мм
Захождение краевых трещин, мм, не более для пластин площадью: менее 60 см ² более 60 см ²	2 5	Определяют с помощью металлической измерительной линейки
Длина линии отлома угла, мм, не более	3	Измеряют с помощью линейки металлической
Проколы, трещиноватость, объемные минеральные включения, загрязнение поверхности	Не допускается	Определяют визуально в проходящем и отраженном свете
Разность толщины по недоснятию, мм, не более	0,02	Погрешность измерения должна быть не более 0,01 мм. Измерение проводят в точке, находящейся не ближе 2 мм от края пластины
Отклонения от номинальной длины и ширины, мм, не более	±1	По ГОСТ 10918-82 погрешность измерения должна быть не более 0,25 мм
Отклонения от номинальной толщины, мм, не более	-0,10	Погрешность измерения должна быть не более 0,01 мм. Измерение проводят в точке, находящейся не ближе 2 мм от края пластины

Примечания. 1. Смотровой частью пластины считается часть пластины шириной 4 мм, расположенная симметрично относительно продольной оси.

2. По согласованию между потребителем и изготовителем допускается установление смотровой части шириной более 4 мм, при этом площадь, занятая пластинчатыми минеральными включениями, также устанавливается по согласованию между изготовителем и потребителем.

Условия образования слюд в природе отличаются некоторыми особенностями. В высокотемпературных эффузивных породах эти ми-

нералы, как ранние выделения непосредственно из магмы, никогда не встречаются. В интрузивных изверженных породах преимущественно кислого и среднего состава они образуются как позднемагматические постмагматические минералы, очевидно, под влиянием легко летучих агентов (мусковитовые граниты, грейзены). Крупные кристаллы слюды встречаются среди пегматитов, нередко в высоко- и среднетемпературных гидротермальных месторождениях вольфрама, молибдена и др. Широким распространением они пользуются также во многих метаморфических породах, в частности, в кристаллических сланцах (гнейсах, слюдяных сланцах и др.).

Месторождения мусковита

Мусковит среди минералов группы слюд пользуется широким распространением. В качестве породообразующего минерала он входит в состав некоторых интрузивных горных пород, в частности, в состав гранитов, особенно грейзенов, т.е. пневматолитически измененных их разновидностей, в ассоциации с топазом, литиевой слюдой, кварцем, иногда вольфрамитом, касситеритом, молибденитом и др. Мусковит в этих случаях образуется главным образом за счет ранее выделившихся калиевых полевых шпатов (ортоклаза и микролина).

Сравнительно часто мусковит встречается в гранитных пегматитовых жилах в виде крупных кристаллов, представляющих промышленный интерес. Мусковит в таких жилах, особенно в центральных частях, нередко дает скопления в виде гнезд до 1–2 м в поперечнике, но обычно бывает беспорядочно рассеян в форме крупных кристаллов по всей массе пегматита или вдоль определенных зон.

Как мельчайшие включения в кристаллах мусковита иногда встречаются циркон, рутил в виде сагенитовой решетки, апатит, шпинель, гранаты, турмалин, кварц, магнетит и др. При детальном исследовании в ряде случаев можно установить определенные закономерности ориентировки этих включений в соответствии со структурными особенностями минералов.

В контактово-метасоматических месторождениях мусковит встречается редко. Известны случаи образования мелкозернистого мусковита в песчаниках на контакте их с гранитом и другими кислыми изверженными породами.

В гидротермальных рудных месторождениях широко развиты процессы серицитизации, т.е. образования серицита – скрытокристаллической разновидности слюды, обогащенной водой.

В метаморфических горных породах мусковит и серицит пользуются широким распространением. Известны целые массивы слюдяных

кристаллических сланцев, серицитсодержащих глинистых сланцев (филлитов) и кварцитов с мусковитом. В таких породах полевые шпаты обычно отсутствуют.

При процессах, выветривания мусковит обладает относительной химической стойкостью и часто переходит в россыпи. В силу способности легко расщепляется на мелкие листочки и благодаря малому удельному весу в виде мельчайших серебристых блесков скапливается обычно в илистых осадках и слоистых глинах, образующихся в водных бассейнах при замедленном движении вод.

В условиях интенсивного химического выветривания мусковит способен переходить в более богатые водой гиотослюды – гидромусковиты, а при переходе в раствор щелочей – в каолинит.

Из многочисленных месторождений мусковита следует отметить лишь наиболее интересные, распространенные в пегматитах. Это месторождения Мамского, Бирюсинского районов и Урала.

Главнейшие иностранные месторождения мусковита в пегматитах находятся в Индии (Бенгальский и Мадрасский районы), где встречаются кристаллы мусковита до 3–5 м² и больше, в ряде штатов США (Северная Каролина, Мэриленд и др.), Бразилии, Канаде и других странах.

Месторождения флогопита

Флогопит довольно часто встречается в контактово-метасоматических образованиях и в пегматитовых жилах, секущих доломитизированные известняки и другие бедные кремнеземом и железом магнезиальные породы (например, серпентиниты). Типичными спутниками флогопита являются диапсид, форстерит, шпинель, доломит, кальцит, полевые шпаты, скаполиты и др. Он распространен также в метаморфических породах (кристаллических сланцах), обычно в ассоциации с относительно бедными железом минералами. В прозрачных шлифах без измерения оптических констант его легко принять за мусковит. Примером являются Слюдянские месторождения флогопита. В генетической связи с гранитными интрузиями здесь среди сложного комплекса кристаллических сланцев, гнейсов и мраморов образовались многочисленные секущие пегматитовые жилы и метасоматические образования.

Флогопитосодержащие минеральные тела обычно подчинены пирокново-амфиболовым гнейсам и встречаются нередко группами. Строение таких жил довольно сложное. Аналогичные флогопитовые месторождения распространены в Алданском районе Восточной Сибири.

Флогопитоносность отмечается во многих зарубежных карбонатитовых месторождениях. Более подробно она исследована на месторождениях Пилбара (ЮАР). Однако сведений о практическом применении

флогопита карбонатитовых месторождений за рубежом нет. В России известны такие месторождения в Маймеча-Котуйской провинции (Гулинское, Одихинча, Маган) и в Карелии – Ковдорское. Последнее эксплуатируется.

Месторождения вермикулита

Вермикулит залегает среди сильно измененных ультраосновных пород, где он является продуктом гидротермального изменения биотита и флогопита, образуя мощные и длинные линзы.

В России к этому типу относятся промышленные месторождения вермикулита Среднего Урала и Ковдорское месторождение. Наиболее перспективными являются Ковдорское и Потанинское.

Из иностранных месторождений следует отметить крупные промышленные месторождения Либби в Монтане (США) и в Западной Австралии.

В настоящее время у нас слюду добывают на рудниках, объединенных в пять крупных предприятий: трест Мамслюда, комбинат Алданслюда, Слюдянское, Чупинское и Енское рудоуправления.

6.3. Обогащение слюдяных руд

Важнейшей целью процесса обогащения слюдосодержащих руд является увеличение содержания ценной части кристаллов за счет уменьшения содержания не полезной ее части, состоящей из посторонних примесей (пустой породы).

Трудность проблемы механизации обогащения слюдяных руд состоит в следующем:

1. Кристаллы слюды и сопутствующая им порода имеют почти одинаковые диэлектрические константы и удельный вес, что исключает применение распространенных методов обогащения. Кристаллы слюды в процессе обогащения не должны нарушаться.

2. В исходной руде встречаются кристаллы слюды различной конфигурации, площади и толщины.

3. По своим технологическим свойствам руды различных месторождений значительно отличаются друг от друга.

Таким образом, основным методом обогащения слюдяных руд является механический, основанный на различии формы зерен и коэффициента трения.

В настоящее время применяются пять методов:

1. Ручная сортировка.

2. Обогащение по трению.
3. Обогащение по форме.
4. Гравитационные методы (для мелкоразмерных руд).
5. Флотация.

Исключением является обогащение вермикулитовых руд, где кроме обогащения по форме применяются гравитационные методы и электромагнитная сепарация.

6.3.1. Обогащение по трению

Обогащение по трению основано на различии коэффициентов трения-скольжения кристаллов слюды и трения- качения округлых кусков породы.

Куски породы, имея округлую форму, скатываются по наклонной плоскости вследствие того, что опрокидывающий момент куска породы больше удерживающего момента, если угол наклона плоскости больше или равен углу трения кристаллов слюды. Кристаллы слюды благодаря своей пластинчатости при падении ложатся на плоскость своей большей площадью.

Значительная разница между площадью и толщиной кристаллов препятствует возникновению опрокидывающего момента и кристаллы слюды вынуждены скользить по наклонной плоскости. Вследствие различных коэффициентов трения минералы слюды и породы приобретают различные ускорения и падают с конца наклонной площади по разным параболическим траекториям.

На основе данного принципа обогащения разработаны и испытаны несколько видов наклонных плоскостей и винтовых сепараторов.

Предложенный В.М. Архангельским и М.А. Лавровым сепаратор состоит из ряда наклонных металлических плоскостей (рис. 6.1). Каждая плоскость имеет длину 1 350 мм, ширину – 1000 мм; угол наклона каждой последующей плоскости больше, чем предыдущей.

В конце каждой плоскости имеется щель для улавливания кристаллов слюды. Ширина щели на первой плоскости больше, чем на второй и т.д. Перед щелью устанавливается небольшой порог треугольной формы (горка) для создания условий отрыва движущихся кусков породы от наклонной плоскости.

Крупные куски породы, двигаясь с большей скоростью по плоскости, перелетают через щель и уходят в отвал. Кристаллы слюды и более мелкие куски породы проваливаются в щель и падают на вторую плоскость

и т.д. Крупность исходного составляет 20–70 мм, извлечение слюды – 90–92 %, выход породы в концентрат – 26–33 %.

Есть еще сепаратор Архангельского, в котором на внешней стороне рабочего желоба установлены небольшие борты, позволяющие держать больший угол наклона.

Известен плоскостной сепаратор (рис. 6.2) конструкции М.Г. Кузакова и Б.А. Круглова, в котором имеется наклонная плоскость с перпендикулярными плоскостями и щелью, угол наклона равен 37° . Извлечение слюды достигает 70–86 %, засоренность концентрата пустой породой составляет 59–78 %.

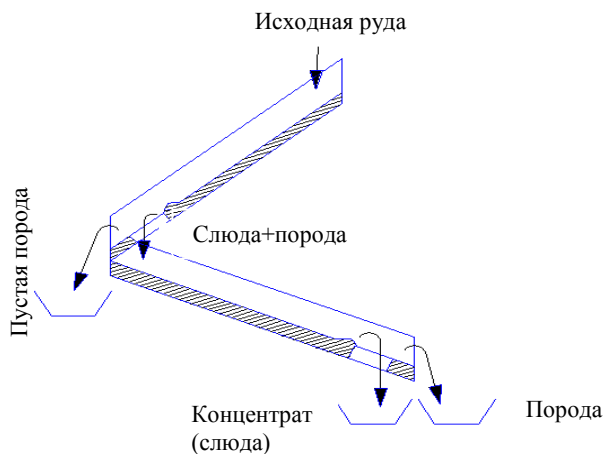


Рис. 6.1. Плоскостной сепаратор В.М. Архангельского и М.А. Лаврова

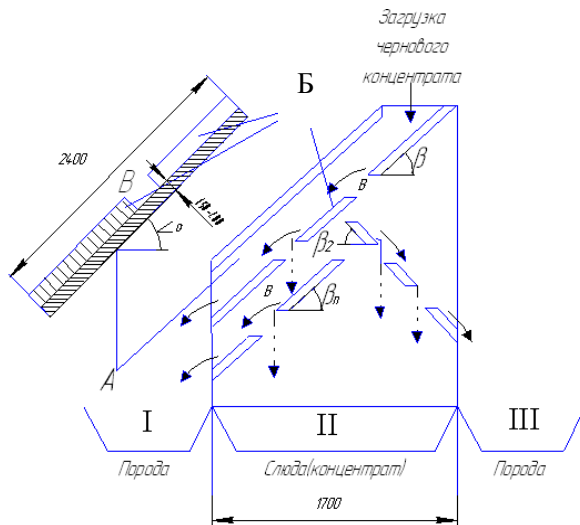


Рис. 6.2. Плоскостной сепаратор М.Г. Кузакова и Б.А. Круглова: А – неподвижная рабочая плоскость; Б – миниатюрные плоскости (типа «горка»); В – окна

Лекция 13

План лекции: 1. Обогащение слюды по форм [45 с 177-178]
 2. Гравитация [45 с 178-180]
 3. Флотация [45 с 180-182]
 4. Схемы обогащения. Фабрики [45 с 182-187 и с 320]

6.3.2. Обогащение по форме

Как известно, пустая порода имеет куски более неправильной формы, чем слюда, вследствие чего в узкие щели вместе со слюдой проваливается только мелочь размером меньше ширины щели. При грохочении происходит разделение всей горной массы по форме зерен следующим образом.

Кристаллы слюды, попадая на сито с колосниками, имеющими острые грани, получают неустойчивое равновесие и легко опрокидываются в щель. В связи с этим угловой профиль сит признан наилучшим. Последующее отделение кристаллов слюды от мелкой породы основывается на разности их площадей.

Максимальный диаметр кусков породы незначительно превышает размер щелей колосникового грохота, тогда как у кристаллов слюды площадь намного больше толщины. При просеивании промпродукта че-

рез грохот с круглыми или квадратными отверстиями мелкие куски породы проваливаются, а кристаллы слюды скатываются по сетке, чем и достигается отделение слюды от мелкой породы.

Этот метод обогащения слюдяных руд нашел широкое распространение и осуществляется на барабанных и вибрационных грохотах. Почти все современные обогатительные фабрики на слюдяных рудниках работают на основе этого метода.

В 1960 г. для обогащения слюдяных руд впервые были применены вибрационные грохоты типа СМ-13. Эти грохоты наиболее эффективны для обогащения слюдяных руд ввиду того, что траектория колебаний сит происходит по эллипсу, т.е. в несколько наклонном к горизонту направлении. Такое сложное движение грохота способствует лучшему самоочищению сита колосниковой решетки.

Кроме того, используются грохоты ГУП-1 и ГУП-3, а также сепаратор конструкции Гипронинеруд. Сепаратор представляет собой стандартный ленточный конвейер с плоскими роликами. Над лентой под некоторым углом к ее оси установлены ребристые валки, вращающиеся навстречу ленте. Оси валков расположены под углом 60° к плоскости ленты. При этом зазор между валиками и лентой уменьшается в направлении движения материала. При встрече с первым валком куски руды большего размера, чем зазор между валком и лентой, сбрасываются с ленты, а кристаллы слюды, имеющие плоскую форму, проходят под валком. Следующий по ходу валок устанавливается с меньшим зазором и отбивает с ленты куски породы, прошедшие под первым валком, и пропускает как и первый кристаллы слюды, которые поступают в приемный бункер. Лучшие результаты получаются на материале, из которого удален негабарит, класс -20 мм, и особенно на расклассифицированном на фракции, обогащающиеся на отдельных сепараторах. Между сепараторами имеется ленточный конвейер, который транспортирует породу, отбитую валками. Кристаллы избыточного размера выбираются вручную. Извлечение слюды в концентрат составляет 97–98 %.

Ленточные сепараторы успешно работают на рудниках Ковдор и Ёнского рудоуправления.

6.3.3. Гравитация

Гравитационные методы обогащения применяются, главным образом, для мелкоразмерных слюдяных руд и мелкочешуйчатых слюдо-содержащих сланцев. Месторождения таких руд известны в различных

районах нашей страны и являются одним из резервов обеспечения потребителей народного хозяйства в молотой слюде – мусковите.

В гравитационных методах и аппаратах, применяемых для обогащения слюды, обычно используют не только разницу в плотности зерен разделяемых минералов, но и различие в форме.

Благодаря последнему перспективной является и воздушная сепарация.

Достигнуто улучшение показателей обогащения слюдосодержащих руд методом гидравлической классификации в колеблющейся среде при одновременном уменьшении расхода воды за счет меньшей скорости восходящего потока.

Неплохие результаты может давать обогащение на винтовых сепараторах. Так, представляет интерес сепаратор В.М. Архангельского. Конструктивная особенность данного винтового сепаратора заключается в том, что на внешней стороне рабочего желоба установлены небольшие борта, позволяющие увеличить угол наклона. При его испытании в Слюдянском рудоуправлении производительность составила 75 т/смену, засоренность концентрата пустой породой – 73 %, извлечение составило 95,2 %.

Обогащение мелкоразмерных слюд возможно производить в потоках малой толщины на наклонной поверхности. Наиболее четко идет разделение на концентрационном столе. На нем усиливается эффект сегрегации материала, способствующий распределению плоских частиц по высоте потока в зависимости от значений коэффициента сферичности по скоростям стесненного падения. Разделение улучшается при замене прямоугольных нарифлений на волновые, обеспечивающие более равномерное взвешивание материала.

Резкое различие в форме близких по плотности минералов слюды и кварца обуславливает существенную разницу в конечных скоростях падения и в скоростях витания этих частиц, причем пластины слюды, обладающие большей плотностью, ведут себя как более легкий компонент, а более легкие по плотности округлые зерна кварца того же размера – как более тяжелый. Благодаря различию в форме зерен наиболее перспективными способами разделения слюды и кварца являются гравитационные методы, в том числе воздушная сепарация. Установлено, что коэффициент равнопадаемости бинарных сочетаний различных компонентов руды существенно зависит от формы, а в меньшей степени – от размера и плотности зерен разделяемых минералов.

Трудности при воздушной сепарации руды представляет выделение более мелких по крупности и утолщенных по форме частиц слюды,

характеризующихся меньшим значением коэффициента равнопадаемости по отношению к зернам других минералов.

Технологические испытания воздушной сепарации осуществлялись на классах +0,7 мм, -7+0,4 мм, -0,4+0,25 мм, -0,25 мм на полочном сепараторе с горизонтальным направлением воздушного потока. Преимуществом данной конструкции по сравнению с сепараторами с восходящим воздушным потоком («Зигзаг», каскадный и др.) является возможность создания благоприятных условий для предварительной стратификации обогащаемого продукта при подаче его в рабочую камеру по наклонной полке сепаратора[45]. Обогащение неклассифицированной руды позволило увеличить нагрузку на воздушный сепаратор в 7–10 раз и уменьшить расход воздуха в 10 раз. При этом воздушным потоком извлекается лишь 50 % слюдяного концентрата, а остальное количество слюды отклоняется под действием слабой воздушной струи из общего рудного потока и выделяется в первом отсеке воздушного сепаратора. Качество и выход суммарного концентрата при сепарации неклассифицированной руды получаются примерно такими же, как и при раздельной первичной сепарации узких машинных классов: суммарный концентрат оказывается загрязненным породными примесями за счет мелкого класса (-0,25 мм). Поэтому концентрат необходимо подвергать контрольному грохочению и повторной воздушной сепарации раздельно по узким классам. В конечных крупнозернистых хвостах содержание слюды составляет не более 3–5 %, в концентрате – 90,8–98,7 %.

Обогащение методом воздушной вибросепарации основано на разности коэффициентов аэродинамического сопротивления слюды и пустой породы. При этом весь материал под действием воздушного потока распределяется таким образом: частицы, обладающие меньшим коэффициентом аэродинамического сопротивления, оседают внизу вибрирующей плоскости, а частицы с большим коэффициентом аэродинамического сопротивления всплывают поверх слоя, затем порода под действием вибрации поступает вверх, а слюда под действием горизонтального воздушного потока движется вниз.

6.3.4. Флотация

Этот метод применяется при обогащении мелкоразмерных слюдяных руд и мелкочешуйчатых слюдосодержащих сланцев, а также классов, остающихся после обогащения вышеописанными методами, или комплексных руд (Fe, Ti, Nb, Zr, Tr, иногда Cu, Pb, апатитовых руд, флюоритовых руд и др.)

Для обогащения материала крупнее 0,5–0,25 мм используется пенная сепарация.

Пенная сепарация была применена для обогащения мусковита, флогопита и вермикулита крупностью –5+0,3 мм. В качестве собирателей использовались реагенты АНП-14, алкилзамещенные имидазолины и их эмульсии с аполярными реагентами, приготовленные на ультразвуковой установке.

Руда классифицировалась по крупности на классы: вермикулитовая –5+1 мм и –1+0,315 мм; мусковитовая – на –5+1 мм, –1+0,5 мм; флогопитовая – на –3+1 мм, –1+0,5 мм.

На Ковдорской обогатительной фабрике была показана целесообразность замены концентрационных столов при обогащении вермикулитовых руд на более производительную и занимающую меньшую площадь пенную сепарацию. При вовлечении в переработку мусковитового и флогопитового мелкоразмерного сырья крупностью –5+0 мм с применением пенной сепарации можно значительно снизить себестоимость обогащения.

Для обогащения мелкой слюды (–0,5–0 мм, –0,3–0 мм) целесообразнее использовать флотацию.

Флотацию слюды ведут в широком диапазоне рН (от кислой до щелочной) обычно катионным собирателем (например, АНП-2, АНП-14) при дробной его подаче и добавке вспенивателя. Известно и применение для флотации мусковита олеата натрия в присутствии силиката натрия и использование модификаторов (серной кислоты и соды). Лучшие результаты получаются, когда в начале процесса подается олеиновая кислота (расход олеиновой кислоты составляет 150 г/т и амина – 96 г/т).

Исследователями был создан собиратель, обеспечивающий улучшенные потребительские свойства и высокие технологические показатели при флотации слюды и полевых шпатов. Собиратель содержит первичные дистиллированные амины фракции C_{10} – C_{14} и гидроксилсодержащее соединение при следующем соотношении реагентов, вес %: первичные дистиллированные амины – 40–80, гидроксилсодержащее соединение – 60–20. Гидроксилсодержащее соединение представляет собой смесь изобутанола с алифатическими спиртами, циклическими спиртами, спиртами диоксанового или терпенового ряда в соотношении (2,5–3,5):1.

С целью повышения технологических показателей флотации слюды (мусковита) из отходов неслюдяного производства для активации вводят кремнефтористый натрий. Перед подачей катионного собирателя дополнительно подают жидкое стекло при соотношении реагентов, мас. %: кремнефтористого натрия – 16–17, серной кислоты – 58–59, жидкого

стекла – 19–20, АНП – 5–6. При этом весь процесс обогащения проводят последовательно в три этапа.

Для флотации слюды (мусковита) из хвостов обогащения редкометалльных руд Орловского ГОКа реагентом АНП-2 с целью повышения эффективности обогащения был применен реагент модификатор ДВТУК при расходе 1 г/т. Извлечение слюды в концентрат составило 74,7 % при содержании 83 %.

Проводились работы [45] по обогащению техногенных слюдяных месторождений на отвалах мусковитовых и флогопитовых руд рудников (Риколатва и Ковдор), где содержание мелкоразмерного мусковита составляло 10–12 %, а флогопита – до 30 %. Для обогащения таких руд были созданы специальные аппараты, которые можно изготовить собственными механическими службами комбинатов: щелевой и гидравлический сепараторы и барабанные грохоты, внедренные на действующих производствах.

В промышленных условиях было показано, что щелевые сепараторы могут успешно применяться и для обогащения слюдяной руды крупностью более 20 мм. Глубина обогащения без применения флотации составляет 0,15 мм. Получаемые концентраты содержали около 100 % слюд при их извлечении 65–70 % с учетом потерь с материалом крупностью менее 0,15 мм. Применение флотации для обогащения материала < 0,15 мм позволяет поднять извлечение слюд на 15–20 % и вовлечь в производство практически всю слюду из отвалов как для производства молотых слюд, так и по целевому назначению.

6.3.5. Схемы обогащения. Фабрики

Технологические схемы обогащения на фабриках для переработки слюдяных руд разнообразны и в каждом отдельном случае составляются индивидуально на основании показателей обогатимости данной руды, ситовых анализов, вещественного состава, характеристики слюды, производительности объектов, с которых поступает руда, и технико-экономического расчета.

Представляют интерес следующие технологические схемы:

- для переработки руд с мелкомерной и тонкой слюдой (рис. 6.3);
- для обогащения руд с высокой крупностью исходного материала и крупных по толщине и площади кристаллов слюды, поступающих с открытых работ (рис. 6.4);
- для обогащения мелкочешуйчатых слюдосодержащих сланцев (рис. 6.5);

- для обогащения вермикулитовых руд.

Для обогащения вермикулита применяется разделение по форме, отсадка, концентрация на столах и винтовых сепараторах (руды Ковдорского месторождения), сухая магнитная сепарация (руды Потанинского месторождения).

Схема обогащения вермикулита на Ковдорской фабрике приведена на рис. 6.5. В настоящее время отрабатывается новый вариант схемы с использованием барабанно-пленочных сепараторов.

Результаты анализа материалов о комплексном и рациональном освоении, использовании минеральных ресурсов на горно-обогатительных предприятиях Восточной Сибири, России и стран СНГ показывают, что они несут в себе потенциальную ценность. При определенной специальной обработке таких слюд на их основе могут быть получены высокоэффективные сорбенты для очистки промышленных сточных вод от токсичных ингредиентов. Доказано, что вовлечение в переработку отходов техногенных месторождений слюды экономически целесообразно,

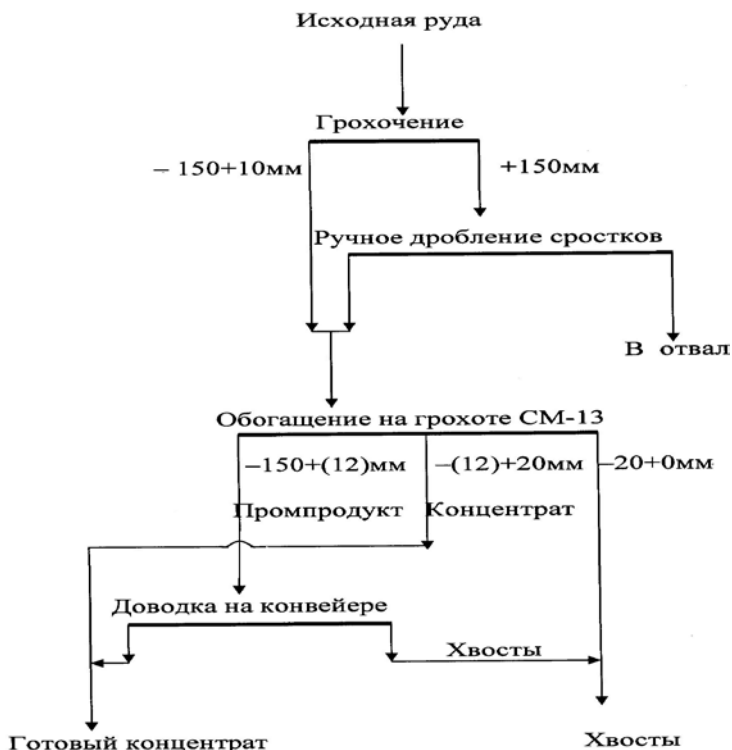


Рис. 6.3. Схема фабрики «Малиновая Варака»
(Чупинское рудоуправление)

эффективность их использования повышается за счет увеличения прибыли и предотвращаемого ущерба окружающей среде.

Отвалы всех рудников, перерабатывающих жильную массу для извлечения листовой слюды, можно рассматривать как перспективный источник для получения молотых слюд. Объемы отвалов рудников Карелии значительно превышают объемы аналогичных отвалов в Мурманской области, а их географическое положение позволяет рассчитывать на их первоочередное вовлечение в переработку.

На всех отвалах необходимо провести оценочные работы по подсчету запасов слюды и на первом этапе определить состав отвалов и возможные технологические показатели переработки.

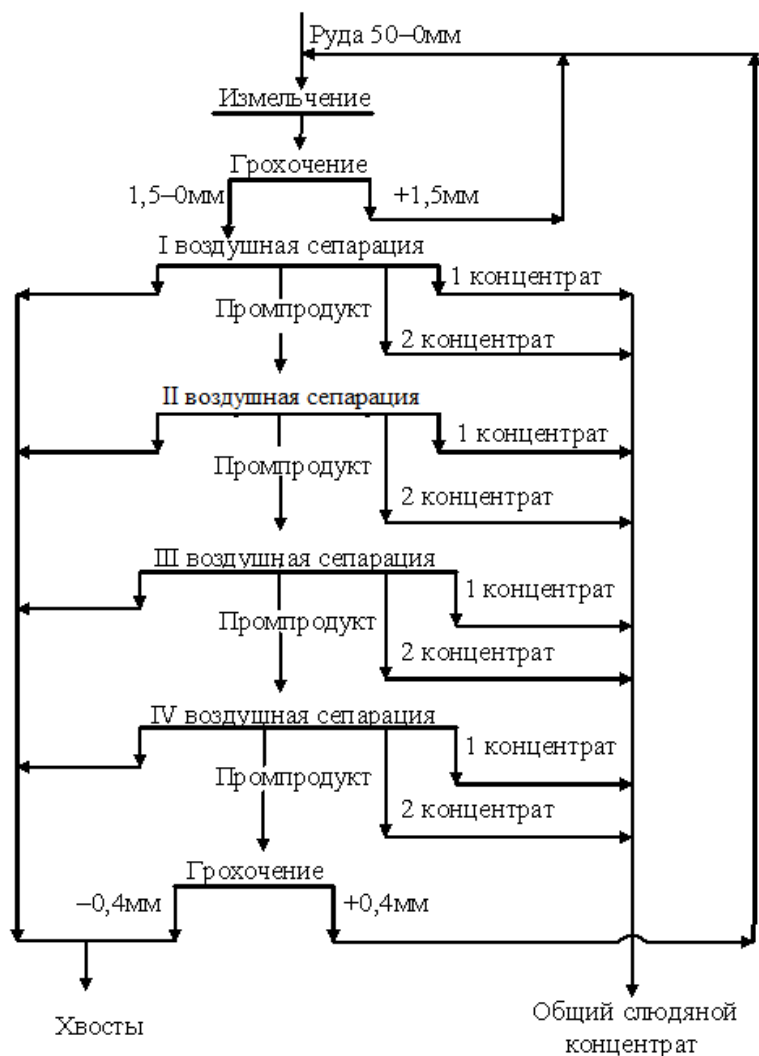


Рис. 6.4. Схема воздушной сепарации

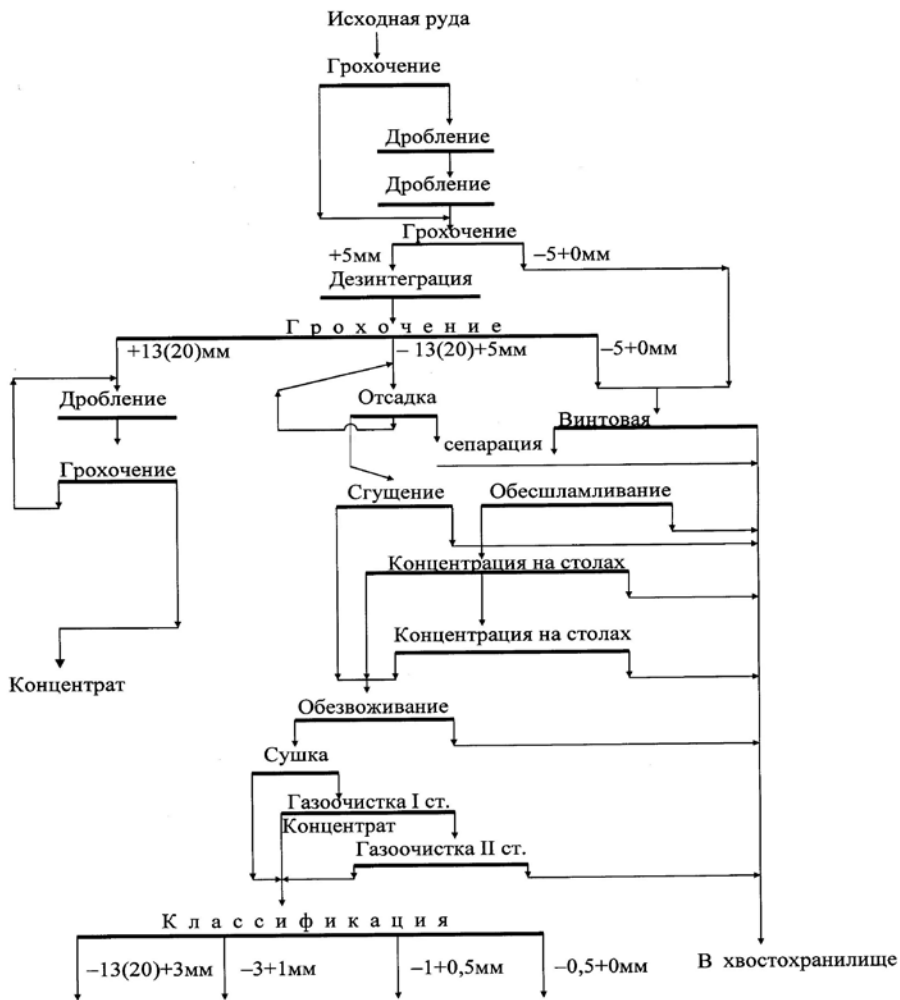


Рис. 6.5. Схема обогащения вермикулита на Ковдорской фабрике

7. ТЕХНОЛОГИЯ АСБЕСТА

Лекция 14

План лекции: 1. Свойства и применение асбеста [10 с 320, 45 с 191-195]
2. Требования промышленности к асбесту [45 с 195-198]
3. Типы руд и месторождения асбеста [45 с 198-200]
4. Обогащение отсасыванием [45 с 201-204]

Асбест был известен человеку еще в древние времена. Колыбелью асбестовой промышленности является Урал, где добыча асбеста проводится уже более 200 лет.

Еще в 1720 г. крестьянин Сафрон Согра открыл на Урале месторождение асбеста (на р. Тагил), которое вскоре начал разрабатывать Демидов.

В XVII в. из него выделяли очень тонкие изделия – кружева, салфетки. Регулярная добыча асбеста на Урале началась в 1889 г. на Баженовском месторождении, а затем и в других районах.

В царское время много асбеста вывозилось за границу (больше половины добычи в 1913 г.), а асбестовые изделия производились в незначительном количестве и потребность их покрывалась ввозом из-за границы.

После 1920 г. асбестовая промышленность по существу была создана заново. Широко развернутые геологоразведочные работы выявили громадные ресурсы асбеста в нашей стране. Была проведена механизация добычи руды, реконструированы старые и запущены новые крупные обогатительные фабрики.

В России производится широкий ассортимент асбестовых изделий (табл. 7.1).

Таблица 7.1

Темпы роста производства хризотил-асбеста шести сортов
за 1970–2000 гг. (по десятилетиям)

Год	Темп роста производства к предыдущему десятилетию, %
1970	–
1980	196,6
1990	150,0
2000	125,0

Успешное развитие асбестовой промышленности во многом обязано советской науке. Советские ученые (акад. Н.С. Курнаков и др.) получили первые научно обоснованные данные о пределе прочности асбестового волокна при растяжении, о модуле упругости и других физико-химических свойствах асбеста. Ими же были произведены первые точные химические анализы асбеста всех мировых месторождений.

Хризотил и другие виды асбеста были обнаружены практически во всех странах мира, но крупных месторождений, пригодных для коммерческой разработки, всего несколько. Основной объем добычи асбеста хризотилового осуществляется в России, Китае, Канаде, Казахстане, Бразилии и Зимбабве. Месторождения амфиболового асбеста в настоящее время закрыты и не разрабатываются.

Производство асбеста по странам показано в табл. 7.2.

Таблица 7.2

Производство асбеста, т

Страна	Год					
	1998	1999	2000	2001	2002	2003
Бразилия	198 000	188 300	209 000	172 600	209 300	230 000
Канада	321 330	337 000	310 000	277 000	242 200	200 000
Китай	297 000	329 000	314 600	310 000	310 000	310 000
Зимбабве	123 000	115 000	145 000	120 000	130 000	170 000
Россия	600 000	675 000	750 000	750 000	750 000	867 000
Казахстан	74 000	105 000	176 000	190 000	200 000	202 000
Южная Африка	27 195	18 836	18 782	15 733	13 400	10 000
Другие страны	202 805	121 000	64 800	59 267	55 000	56 000
Итого	1 843 330	1 889 136	1 988 182	1 894 600	1 909 900	2 045 000

Согласно данным, указанным в табл. 7.2, мировой объем производства асбеста в 2002 г. вырос по сравнению с 1998 г. на 10,9 %. В настоящее время основным производителем асбеста в мире является Россия. Основными странами-потребителями, на которые приходится более 80 % потребления хризотил-асбеста, являются Китай, Россия, Таиланд, Индия, Иран, Украина, Вьетнам, Индонезия, Бразилия, Узбекистан.

Объем добычи хризотила в СНГ в 2004 г. составлял 1 128 000 т. На экспорт (включая страны СНГ) было поставлено 758,2 тыс. т хризотила. Основными иностранными рынками сбыта хризотила являлись страны Средней, Восточной и Юго-Восточной Азии.

В 2007 г. предприятия России планировали увеличить объемы продаж хризотил-цементных продуктов за счет внедрения програм-

мы снижения затрат на ЖКХ «Экономный город», основанной на широком применении хризотил-цементных труб, кровельных систем «Новый шифер» и вентилируемых фасадов на основе плоского хризотил-цементного листа.

Цены на мировом рынке в 2000 г. на асбест составляли 480 дол. 98/т, в 2001– 645 дол. 98/т [1–4].

7.1. Свойства и применение асбеста

Асбестом называют минералы группы серпентина и амфиболы, обладающие рядом общих свойств, а именно: способностью расщепляться на тонкие и гибкие волокна, скручиваться в нить и т.д.

Минералы, относящиеся к асбесту, встречаются в виде правильно волокнистых и путано-волокнистых образований и делятся на две группы: серпентина и амфибола.

По химическому составу асбестовые минералы являются гидросиликатами магния, железа и отчасти кальция и натрия.

Наибольшее промышленное значение по объему потребления имеет хризотил-асбест, на долю которого приходится почти 95 % мировой добычи асбеста.

Свойствами асбестовых минералов, определяющими их промышленную ценность, являются длина волокна, эластичность, способность при механическом воздействии распадаться на тончайшие волокна, химическая стойкость при воздействии на них кислот и щелочей, способность выдерживать без существенных изменений своих физических свойств высокие температуры. Для некоторых производств важное значение имеет адсорбционная активность распушенных асбестов, способность в распушенном состоянии образовывать гомогенные водные суспензии. При применении асбеста в электроизоляционных материалах важное значение приобретают его диэлектрические свойства.

Х р и з о т и л - а с б е с т является единственным представителем группы серпентина; группа амфибола включает большое число разновидностей асбеста, к которым относятся крокидолит, амозит, тремолит, антофиллит и актинолит.

Хризотил-асбест является магниальным гидросиликатом, химический состав которого теоретически выражается формулой $3\text{MgO} \cdot 2\text{SiO}_2 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, что определяет содержание окислов в следующих соотношениях: MgO – 43–45 %; SiO_2 – 43,5 %; H_2O – 13,05 %.

Фактический состав хризотил-асбеста отличается от теоретического содержанием железа и некоторых других элементов. Двухвалентное железо (FeO) частично изоморфно замещает в кристаллической решетке окись магния. Трехвалентное железо (Fe_2O_3) и прочие элементы являются загрязняющими минеральными примесями и не входят в кристаллическую решетку хризотил-асбеста.

Электронно-микроскопическими исследованиями Бадола, Ягодзинского и Багхи установлено, что волокна хризотила являются полыми и обнаруживают большое сходство с трубочками. Внутренний диаметр трубочек равен 130°А , а их средний внешний диаметр 260°А . Трубочки расположены с высокой степенью параллельности. Показатель преломления хризотил-асбеста $N_{\text{пр}} = 1,53\text{--}1,57$. Удельный вес составляет $2,49\text{--}2,53 \text{ г/см}^3$. Твердость вдоль волокон равна 2, поперек – 2,5. Температура плавления равна 1550°С . Кислотоупорность асбеста слабая, коэффициент теплопроводности мал, что обуславливает его высокие термоизоляционные свойства.

По механическим свойствам хризотил-асбест разделяют на три разновидности (табл. 7.3).

Таблица 7.3

Механические свойства хризотил-асбеста

Разновидность	Сопротивление на разрыв, кг/мм^2		
	волокно не деформировано	волокно, подверженное одному излому	волокно, скрученное на 5 оборотов
Нормальной прочности	300	200	150
Пониженной прочности	200	150	50
Ломкий	200	30	Не выдерживает

Пучок волокон ломкого асбеста (толщиной $0,5\text{--}1 \text{ мм}$) после второго-третьего изгиба под прямым углом ломается. Волокно пониженной прочности той же толщины, согнутое до 180° , не ломается и при освобождении выпрямляется, т.е. обладает упругостью.

Ломкий асбест отличается от нормального химическим составом: у него меньше содержание H_2O и MgO и больше содержание закисного железа и кремнезема.

Хризотил-асбест при интенсивном нагревании теряет конституционную воду, при этом волокна теряют механическую прочность и легко разрушаются в порошок. Изменение его механических свойств при нагре-

вании начинается еще до выделения конституционной воды (не с 400 °С, а с 70 °С). При 700 °С происходит полное разрушение хризотил-асбеста и образование форстерита.

Волокно хризотил-асбеста обладает низкой электропроводностью, которая зависит от содержания в нем примеси магнетита и FeO, изоморфно замещающей MgO.

Резко выраженная адсорбционная способность, явление гистерезиса в отношении кристалло-адсорбционной воды может поставить асбест в ряд с органическим волокном.

Хризотил-асбест обладает способностью набухания, т.е. свойством поглощения воды. Более длинное волокно имеет меньшую степень набухания. Коэффициент набухания равен 1,08–1,63.

Щелочи, даже крепкие, хризотил-асбест не разрушают, но он не кислотостоек и даже слабые органические кислоты (уксусная) извлекают из него окись магния, от чего прочность и гибкость волокон резко падают.

А м ф и б о л - а с б е с т содержит такие минералы, как крокидолит, амозит, антофиллит, тремолит и актинолит. Наибольшее промышленное значение имеют крокидолит, амозит, антофиллит.

Основным достоинством этой группы является их высокая кислотостойкость.

К р о к и д о л и т - а с б е с т хорошо расщепляется на тонкие, гибкие и прочные волокна. Толщина их достигает 0,9–1,8 мкм. По механической прочности он не уступает хризотил-асбесту и является наиболее прочным среди амфибол-асбестов. При нагревании прочность его понижается. Температура плавления равна 930–1 150 °С, удельный вес составляет 3,2–3,3 г/см³. Длина волокон равна 20 мм, иногда достигает 50 мм и более.

А м о з и т - а с б е с т имеет очень длинные волокна (100–250 мм). Толщина волокна равна 0,7–0,2 мкм. Расщепляется он хуже хризотил-асбеста.

Прочность на разрыв недеформированных волокон составляет 300 кг/мм², температура плавления – 1 100–1 200 °С.

А н т о ф и л л и т - а с б е с т имеет удельный вес 3,02 г/см³. Расщепление и механическая прочность у него хуже, чем у хризотил-асбеста. Из всей группы амфибол-асбеста он наиболее кислотостоек. Температура плавления равна 1 300 °С. Длинные цельные волокна у антофиллит-асбеста встречаются редко. Отличается он наибольшей по сравнению с другими разновидностями асбеста теплостойкостью, кислотопорностью, щелочестойкостью.

В подавляющем большинстве асбестовых изделий используется хризотил-асбест, удельный вес амфиболовых асбестов в асбестообработывающей промышленности не превышает 4–5 %. Последние применяются в изделиях, к которым предъявляются требования повышенной кислотостойкости.

Применение асбеста основано на использовании его свойств:

- волокнистости структуры и слабой агрегатной связности волокон;
- способности выдерживать (без изменения свойств) довольно высокие температуры (теплостойкость);
- высокой механической прочности и эластичности волокон;
- большой длины волокон;
- атмосферостойкости.

Асбестотекстильная промышленность. Основную массу асбестовых текстильных материалов составляют огнезащитные ткани и костюмы, тормозные ленты, уплотняющие прокладки и набивки, электроизоляционные ленты и шнуры, тканые диски сцепления.

Основная масса асбестовых текстильных изделий вырабатывается из хризотил-асбеста высших сортов.

Крокидолит и амозит применяют для выработки изделий, к которым предъявляют требования кислотостойкости, или как добавку к хризотил-асбесту.

Асбестоцементная промышленность. Эта промышленность, в основном, использует механические свойства волокон асбеста и исключительно хризотил-асбест от 3-го до 6-го сорта.

Изготавливаются асбоцементные кровельные и стеновые плитки, листы, плиты и фасонные детали, облицовочные и отделочные листы и плиты, зонты для вестибюлей метро, вентиляционные каналы, мусоропроводы, трубы для водопроводов, канализации и газопроводов, электроизоляционные доски и детали.

Асбестокартонная и асбестобумажная промышленность. Она производит асбестовый картон, бумагу, диски сцепления, фильтры, кислотостойкие фильтры и прокладки. Применяется хризотил-асбест 4, 5, 6-го сортов и антофиллит-асбест 3, 4, 5-го сортов.

Асбесторезиновая промышленность. Изготавливает асбесторезиновые листы, уплотняющие прокладки. Применяют хризотил-асбест 3, 4, 5-го сортов жесткой и полужесткой текстуры.

Асбестовые термоизоляционные материалы и изделия. Этот вид материалов разделяется на две группы: чисто асбестовые и асбестовые композиции.

Чисто асбестовые материалы – это асбестовый пух-шнур, гофрированный асбестовый картон и сегменты (применяют 3-й, 4-й сорта асбеста). К композиционным асбестовым материалам относятся асбесто-магнезиальные и асбесто-доломитовые материалы (применяют 5, 6, 7-й сорта асбеста) и полумокрый хризотил-асбест мягкой текстуры.

Асбесто-битумные материалы. Представляют собой рубероид, дорожные покрытия, асбоасфальтные плитки. Введение тонко распушенного асбеста в битум повышает температуру его размягчения, увеличивает вязкость и снижает хрупкость при низких температурах. Используют 5-й, 6-й сорта асбеста.

Асбесто-бакелитовые изделия и материалы. Пластмассовые изделия из асбеста и бакелита вырабатываются двух сортов: кислотостойкие и теплостойкие (кислотостойкие прокладки, материал для кислотостойкой аппаратуры и прессованные тормозные колодки).

Применяют антофиллит-асбест 4, 5, 6-го сортов, хризотил-асбест 4-го, 5-го сортов.

7.2. Требования промышленности к асбесту

При предварительной качественной оценке асбестовой руды необходимо пользоваться теми показателями, которыми характеризуются руды разрабатываемых уже месторождений и теми требованиями, которые предъявляют потребители к товарным продуктам.

На асбестовые руды нет ни ГОСТов, ни единых ведомственных технических условий, так как нормализация этих условий очень сложна. В противоположность металлическим рудам, где решающим показателем качества служит валовое содержание металла, качество асбестовых руд определяется целым комплексом показателей.

Наиболее важными характеристиками состава хризотил-асбеста, существенно влияющими на технические свойства (механическую прочность, эластичность и распушиваемость) являются отношение MgO/SiO_2 , содержание двухвалентного железа и воды. Желательно, чтобы отношение MgO/SiO_2 находилось в пределах 0,92–1,07, содержание FeO не превышало 2 %, а содержание высокотемпературной воды было не менее 12 %.

Из загрязняющих примесей наибольшее отрицательное влияние на физико-механические свойства хризотил-асбеста оказывает карбонат кальция, который, цементируя элементарные кристаллы, увеличивает их агрегатную связанность, что снижает эластичность и распушиваемость волокон.

В случае использования асбеста в электроизоляционных материалах важное значение приобретает содержание в асбесте магнетита, гематита и щелочей, снижающих его диэлектрические свойства.

Марки и технические требования к асбесту хризотилловому – продукту обогащения асбестовых руд, предназначенному для производства асбесто-технических, асбесто-цементных изделий и теплоизоляции для нужд народного хозяйства и на экспорт, приведены в табл. 7.4–7.6.

Таблица 7.4

Марки асбеста хризотиллового по ГОСТ Р 12871-93

(Статус: Действующий)

Группа	Обозначение марки	Группа	Обозначение марки
0	A-0-80 A-0-55	5	A-5-65 A-5-50
1	A-1-75 A-1-50	6	A-6-45 A-6-40 A-6-30 A-6-20
2	A-2-30 A-2-22 A-2-15		6K A-6K-45 A-6K-30 A-6K-20 A-6K-5
3	A-3-70 A-3-60 A-3-50		
4	A-4-40 A-4-30 A-4-20 A-4-10 A-4-15	7	A-7-300 A-7-370 A-7-450 A-7-520

Примечание. В обозначении марок приняты следующие буквенные выражения: А – наименование материала; К – способ получения асбеста (из продуктов пылесосадытельных устройств). Первая цифра показывает группу, вторая – гарантированный минимальный остаток на основном сите контрольного аппарата для асбеста групп 0–6 и насыпную плотность для асбеста 7-й группы.

Таблица 7.5

Технические требования к асбесту хризотилловому 0, 1 и 2-й групп по ГОСТ Р12871-93 (Статус: Действующий)

Марка	Массовая доля остатка, %, не менее, на ситах с размером стороны ячейки в свету		
	12,7 мм	4,8 мм	1,35 мм
A-0-80	80	10	8

A-0-55	55	30	13
A-1-75	75	18	2
A-1-50	50	42	3
A-2-30	30	48	15
A-2-22	22	55	16
A-2-15	15	60	18

Таблица 7.6

Технические требования к асбесту хризотилловому 3, 4, 5 и 6-й групп
по ГОСТ 12871-93 (Статус: Действующий)

Марка	Массовая доля остатка, %, не менее, на ситах с размером стороны ячейки в свету			Массовая доля фракции менее 0,4 м, %, не более
A-3-70	0	70	20	2,5
A-3-60	0	60	30	2,8
A-3-50	0	50	35	3,0
A-4-40	0	40	44	3,5
A-4-30	0	30	50	4,0
A-4-20	0	20	58	4,5
A-4-10	0	10	65	4,5
A-4-5	0	5	70	5,0
A-5-65	0	0	65	9,0
A-5-50	0	0	50	10,0
A-6-45	0	0	45	12,5
A-6-40	0	0	40	13,0
A-6-30	0	0	30	14,0
A-6-20	0	0	20	14,5
A-6K-45	0	0	45	13,0
A-6K-30	0	0	30	20
A-6K-20	0	0	20	24
A-6K-5	0	0	5*	25

Примечание. При превышении остатка на основном сите контрольного аппарата допускается соответствующее его уменьшение на следующих ситах так, чтобы сумма остатков на основном сите и последующих ситах была не менее указанных в табл. 7.5, 7.6.

В зависимости от длины волокна асбест делится на восемь групп. Асбест нулевой, первой, второй групп делится на девять марок; асбест третьей, четвертой, пятой, шестой групп – на двадцать девять марок; ас-

бест седьмой группы – на четыре марки. Первая цифра показывает группу, вторая – массовую долю остатка на ситах в асбесте нулевой, первой, второй третьей, четвертой, пятой, шестой групп и насыпную плотность для асбеста седьмой группы.

7.3. Типы руд и месторождений асбеста

Минералы асбеста делятся на две группы: серпентина (хризотил-асбест) и амфибола (амфибол-асбест).

Хризотил-асбест

Серпентины, к которым приурочены месторождения хризотил-асбеста, являются продуктом метаморфизма ультраосновных или же карбонатных пород. В соответствии с этим различают следующие два типа месторождений хризотил-асбеста:

- месторождения, образовавшиеся путем метаморфизма ультраосновных пород;
- месторождения, образовавшиеся путем метаморфизма доломитизированных известняков.

Наиболее распространены месторождения первого типа, второго – меньше и в них не содержится таких крупных скоплений асбеста, как в месторождениях первого типа.

Во всех месторождениях хризотил-асбест образует жилы, в которых волокна асбеста располагаются преимущественно перпендикулярно стенкам трещин. В зависимости от строения жил и их расположения среди вмещающих пород различают пять типов проявления асбестоносности.

П р о с т ы е о т о р о ч е н н ы е жилы залегают среди слабо серпентинизированных ультраосновных пород и имеют с обеих сторон полосы или оторочки плотного серпентина. Мощность оторочки на каждой стороне превосходит мощность жил в 2,5–2,8 раза. Отороченные жилы в месторождении образуют петлеобразную сеть или простираются на десятки метров.

Эти жилы содержат длинноволокнистый асбест, однако общее содержание асбеста в рудной массе невелико (0,5–2 %).

С л о ж н ы е о т о р о ч е н н ы е жилы отличаются от простых тем, что здесь оторочки имеют не одна, а целая серия параллельных друг другу жил асбеста, разделенных прослойками массивного серпентина. Мощность таких жил достигает 50–70 см. Они дают меньший выход длинного волокна, чем простые отороченные. Общее содержание

асбеста в рудной массе составляет 2–4 %, достигая на отдельных участках 10–12 %.

Сетчатая асбестоносность представлена жилами асбеста, которые рассекают серпентины и слабо серпентизированные перидотиты по всевозможным направлениям, пересекающие друг друга под различными углами и образующие сетки разной густоты. Волокно имеет длину 12–20 мм. Содержание асбеста в руде равно 3–8 %.

Мелкопрожил представляет серии параллельных друг другу жил примерно одинаковой небольшой мощности. Расстояние между жилами асбеста колеблется от нескольких миллиметров до нескольких сантиметров и даже дециметров. Длина волокон достигает 5–6 мм, в среднем – 1–3 мм. Содержание асбеста составляет от 1 до 10–15 %.

Одиноким жилам достигают мощности 2 м. Содержание асбеста в них доходит до 40–50 %, но так как асбестоносные полосы находятся на значительном расстоянии одна от другой, то общее содержание асбеста в рудной массе этого типа асбестоносности равно 8–15 %.

В зависимости от вида проявления асбестоносности месторождения хризотил-асбеста, связанные с ультраосновными породами, подразделяются на три подтипа: Баженовский, Лабинский, Карачаевский.

Месторождения Баженовского подтипа характеризуются проявлением асбестоносности в виде простых и сложных отороченных жил, сетчатой асбестоносности и мелкопрожила, встречающихся совместно. Рудные залежи представляют собой мощные тела (20–100 м) крутопадающие и протягивающиеся по простиранию на 100–2 000 м. К этому подтипу относятся месторождения Баженовское, Красноуральское, Алапавское, Джетыгаринское, Ильчирское, Актоврацкое.

Актоврацкое месторождение хризотил-асбеста приурочено также к ультраосновному массиву, с северной и южной стороны которого расположены линзообразные тела серпентинитов. На месторождении развиты простые и сложные отороченные жилы, встречаются также зоны мелкопрожила крупной и мелкой сетки. Содержание асбеста в руде в среднем по месторождению составляет 3 %. Актоврацкое месторождение подобно Баженовскому содержит текстильные сорта асбеста. По качественным показателям товарный асбест Актоврацкого месторождения не уступает асбесту Баженовского месторождения.

Месторождения Лабинского подтипа характеризуются проявлением асбестоносности в виде одиночных жил. Мощность рудных полос колеблется от нескольких сантиметров до 2 м. К этому подтипу относятся месторождения Лабинское, Псянчинское и др.

Месторождения Карачаевского подтипа характеризуются проявлением асбестоносности в виде продольноволокнистых жил. Рудные залежи имеют штоко- и линзообразную форму.

Крупнейшим в мире месторождением хризотил-асбеста является Баженовское (Урал).

На территории Казахстана расположены Джетыгаринское и Ешке-Ульмесское месторождения.

В районах Восточной Сибири находятся Актотракское (Тува) и Ильчирское (Бурятия) месторождения.

За границей к числу крупнейших месторождений относятся месторождения в Канаде, Федерации Родезии, Южно-Африканской Республике.

Амфибол-асбест

Месторождения амфибол-асбеста не обладают такой строгой приуроченностью к определенным породам, как месторождения хризотил-асбеста.

Месторождения наиболее ценных разновидностей амфибол-асбеста - крокидолита и амозита известны в Южной Африке, в Капской провинции и в Северо-Восточном Трансваале, где они приурочены исключительно к своеобразным железисто-кремнистым осадочным породам, в которых крокидолит и амозит образуют серию поперечноволоконистых прожилков различной мощности.

Месторождения антофиллит-асбеста связаны с серпентинитами и талько-карбонатными породами. Рудные залежи представляют собой штокообразные и линзообразные тела неправильной, прихотливой формы с резко колеблющимися размерами и неясным, постепенным переходом в неасбестизированные породы. По простиранию и по мощности они измеряются большей частью несколькими десятками метров.

Эксплуатируемые месторождения антофиллит-асбеста имеются в России (Урал), в Финляндии и в США (Штат Джорджия).

7.4. Обогащение асбестовых руд

Выбор схемы технологического процесса и конечные результаты обогащения зависят от свойств исходной руды: минерало-петрографического состава, механических свойств породы, вмещающей асбест, типа асбестоносности, содержания асбеста в руде, сортности (длины) волокна, степени сцепления прожилков асбеста с вмещающей породой,

способности агрегатов волокна к расщеплению и наличию вредных примесей.

Руды различных залежей и участков месторождения независимо от общего содержания в них асбестового волокна и его сортности не являются равноценными по обогатимости. Даже в одном и том же месторождении встречаются руды, требующие различных схем и приемов обогащения.

Физические свойства асбеста и включающих его пород многообразны, поэтому почти все методы обогащения полезных ископаемых, известные в современной технике, могут быть с большим или меньшим успехом применены к обогащению асбестовых руд, но при этом необходимо сделать следующее:

- сохранить природную длину и текстуру волокна, т.е. предотвратить укорачивание волокна и чрезмерную распушку;
- обеспечить максимальное извлечение асбестового волокна из руды;
- освободить асбестовые волокна от гали и пыли, а также от случайных посторонних включений;
- получить достаточно однородные по длине волокна сорта товарного асбеста.

Несмотря на принципиальную возможность применения различных методов извлечения асбеста из руды, лишь немногие из них получили практическое применение. Обогащение асбестовой руды в основном производится сухими гравитационными методами: отсасыванием, сепараций, частично на наклонных плоскостях.

7.4.1. Обогащение отсасыванием

Этот способ основан на различии объемных весов распушенного асбестового волокна ($0,5 \text{ г/см}^3$) и плотных зерен сопутствующей породы ($2,5 \text{ г/см}^3$) и вследствие этого на различии скоростей витания.

Принцип обогащения отсасыванием состоит в следующем. Руда после крупного и среднего дробления и сушки с влажностью не более 2 % подвергается многостадийному мелкому дроблению, в результате которого асбестовое волокно освобождается от породы и частично распушивается, а сопутствующая порода остается в виде мелких кусков и зерен.

Вскрытое в каждой стадии асбестовое волокно должно быть сразу выделено из массы руды, чтобы сохранить его природную длину и текстуру от разрушения в следующих стадиях дробления.

Скоростью витания называют такую скорость воздушного потока, при которой твердые частицы находятся во взвешенном состоянии в вертикальном воздушном потоке.

Следует помнить, что из-за наличия в дробленой руде зерен и волокон с одинаковой скоростью витания они будут извлекаться вместе в виде чернового концентрата.

Обогащение отсасыванием производится на грохотах или в воздушно-проходных сепараторах.

На наклонных грохотах, совершающих возвратно-поступательное движение с небольшой амплитудой и сравнительно высокой частотой колебания, раздробленная руда при движении от верхнего загрузочного конца к нижнему разгрузочному стратифицируется. При этом волокно «всплывает» в верхний слой, а зерна породы сосредотачиваются в нижнем. Асбестовое волокно, всплывающее на поверхность рудного потока, извлекается с грохота воздушной струей и транспортируется в циклоны, где и осаждается (рис. 7.1).

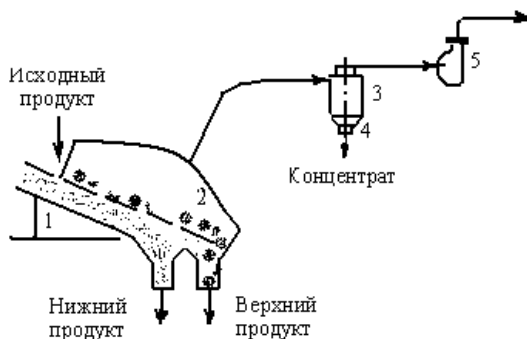


Рис. 7.1. Принципиальная схема обогащения отсасыванием:

1 – грохот; 2 – воздухоприемники; 3 – циклон; 4 – разгрузитель;

5 – вентилятор

Оставшиеся на грохоте продукты, представленные в основном зернами руды и породы, поступают в следующую стадию дробления.

При обогащении в воздушно-проходном сепараторе концентраты извлекаются продуванием относительно тонкого слоя падающей дробленой руды. Воздушный поток, несущий черновой концентрат, транспортируется по трубам в циклоны, где и освобождается от взвешенных в нем частиц.

Транспортирование извлеченного концентрата по трубам осуществляется движением воздушного потока, создаваемого вентилятором.

Лучшее извлечение асбеста при минимальном захвате частиц породы происходит при условии, что скорость воздушного потока в воздухоприемнике будет больше скорости витания асбеста и меньше скорости витания породы.

Практически при витании тело не находится в покое, а колеблется около некоторого равновесного положения. Колебание будет тем меньше, чем ближе тело по своей форме приближается к шару.

Скорость витания V_s можно определить по формуле

$$V_s = K\sqrt{\delta \cdot d}, \text{ м/с,}$$

где K – коэффициент, зависящий от формы тела, состояния поверхности; δ – удельный вес материала; d – диаметр зерна.

По данным Г.В. Жуковского, для асбеста жесткой и мягкой текстуры $K = 3$. Тогда формула примет вид

$$V_s = 3\sqrt{\delta \cdot d}, \text{ м/с.}$$

Скорость витания асбестового волокна зависит от его длины, толщины, текстуры и находится в пределах 6–8 м/с, скорость воздуха в трубопроводе принимается в 2,5–3 раза больше.

Скорость витания зерен округлой формы бывает больше скорости витания зерен продолговатой и плоской формы. С увеличением размера зерен скорость витания увеличивается. Наиболее трудно происходит отделение волокна и породы в мелких классах (1–10 мм), так как скорости волокна и породы сближаются.

Процесс протекает более эффективно с применением узкой шкалы классификации.

При одинаковом удельном весе породы и асбеста удовлетворительное разделение достигается, когда диаметр кусков породы в 2 раза меньше диаметра кусков асбеста (если по равновеликому шару).

Операция очистки черновых концентратов от содержания в них зерен породы и сростков асбеста (обезгаливание) производится на таких же плоскокачающихся грохотах с отсасыванием. При этом режим грохота и отсасывания иной. Чтобы максимально освободиться от гали и получить чистейший концентрат может быть 2–3 стадии обезгаливания. Заключительными операциями процесса являются обеспыливание и классификация обезгаленных промежуточных концентратов на товарные сорта.

Достоинствами обогащения отсасыванием являются высокая механизация процесса, сравнительно высокое извлечение и возможность обработки руд с низким содержанием асбеста.

К недостаткам относятся: большие удельные расходы воздуха на тонну перерабатываемой руды, а в связи с этим сложность и громоздкость воздушного хозяйства; некоторое снижение природных качеств волокна, сложность классификации на товарные сорта; необходимость использования большого количества машин для извлечения короткого волокна и его последующей очистки.

Лекция 15

План лекции: 1. Обогащение в центробежных сепараторах [45 с 174-175]
2. Обогащение в пневматических сепараторах [45 с 174]
3. Обогащение на наклонных плоскостях [45 с 175]
4. Вибрационный способ обогащения [45 с 178]
5. Схемы обогащения. Фабрики [45 с 182-187]

7.4.2. Обогащение в центробежных воздушных сепараторах

Процесс разделения в центробежных воздушных сепараторах происходит в основном за счет частичного расслоения руды, разбрасываемой с быстровращающегося диска, который сообщает отдельным частицам различную центробежную силу и соответственно различные скорости с одновременным продуванием слоя руды с замкнутым воздушным потоком внутри сепаратора (рис. 7.2).

На частицу в сепараторе действуют следующие силы: центробежная T , сила тяжести Q и динамическое давление струи воздуха P .

Центробежная сила выражается формулой:

$$\vec{Q} = \frac{mV^2}{R},$$

где m – масса тела (частицы); V – скорость по окружности диска; R – радиус диска.

Масса тела и скорость вращения диска, соответственно, равны

$$m = \frac{\pi d^3}{6} \delta,$$

$$V = \frac{2\pi r n}{60},$$

где d – средний диаметр зерна, мм; δ – удельный вес зерна; n – скорость вращения диска, об/мин.

Таким образом, центробежная сила

$$T = \frac{\pi d^3 \delta n^2 r^2 \pi}{900 \cdot 6} = \frac{\pi^3 d^3 r \delta n^2}{5400} = \frac{d^3 r \delta n^2}{174} \text{ дин.}$$

Сила тяжести определяется по формуле

$$Q = mg_0,$$

$$g_0 = \frac{\delta - \Delta}{\delta} g,$$

где g_0 – ускорение частицы в среде; Δ – плотность воздуха; g – ускорение силы тяжести.

Принято, что плотность воздуха $\Delta = 0,00123$ при давлении 760 мм рт. ст. и $T = 15^\circ \text{C}$. Тогда

$$Q = \frac{\pi d^3}{6} (\delta - \Delta) g.$$

Динамическое давление струи воздуха вычисляется по выражению

$$P = \psi d^2 u^2 \Delta,$$

где ψ – коэффициент сопротивления воздуха; u – скорость движения струи воздуха; Δ – плотность воздуха.

При этих условиях сила тяжести будет иметь подчиненное значение по сравнению с центробежной силой и силой динамического давления воздуха, поэтому ею пренебрегают при определении равнодействующей силы R_2 и направления R движения частицы. В этом случае угол α наклона к горизонту равен:

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{P}{T} = \frac{174 \Psi d^2 u^2 \Delta}{r n^2 d^3 \delta} = \frac{174 \Psi u^2 \Delta}{r n^2 d \delta}.$$

Из этой формулы следует, что угол отклонения частиц от горизонта будет тем больше, чем больше скорость струи воздуха и тем меньше, чем больше размер зерна и больше его удельный вес.

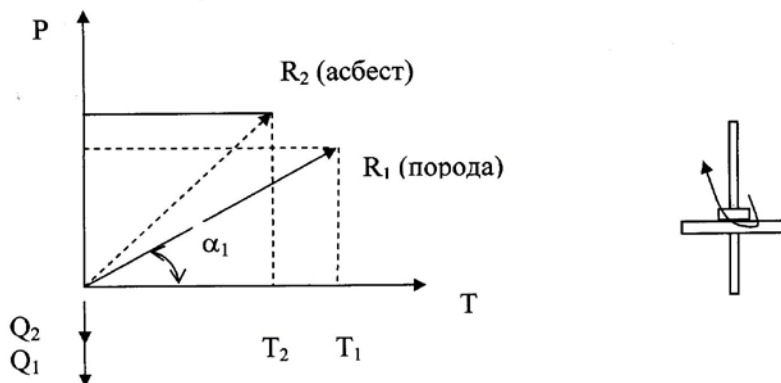


Рис. 7.2. Схема действующих сил в центробежном воздушном сепараторе

7.4.3. Обогащение в пневматических сепараторах

Отделение свободного волокна в пневматическом сепараторе происходит в результате пересечения под определенным углом равномерно распределенного рудного потока струей воздуха (рис. 7.3). Но если на грохоте и в центробежных сепараторах рудный поток перемещается почти горизонтально, а воздух чаще всего движется вертикально, то в пневматическом сепараторе, наоборот, руда движется по вертикали, а воздушный поток по горизонтали.

При падении в пневмосепараторе одного зерна на него действуют силы динамического давления воздуха $P = \psi d^2 u^2 \Delta$ и силы тяжести $Q = mg$, где ψ – коэффициент сопротивления воздуха; u – скорость движения струи воздуха, см/с; Δ – плотность воздуха, г/см³; g – ускорение силы тяжести, см/с²; d – диаметр частицы, мм; m – масса частицы, г.

По мере удаления частиц от стенки камеры, вдоль которой они падают и через отверстия которой продувается воздух, они теряют свою скорость.

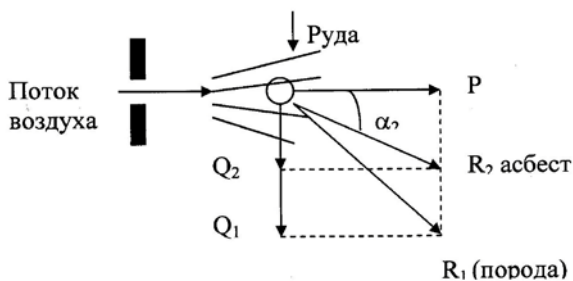


Рис. 7.3. Схема действующих сил в пневматическом сепараторе

При этом сила P , с которой воздух воздействует на частицы породы и волокна, уменьшается пропорционально квадрату снижения скорости.

Равнодействующая сила R и сила тяжести Q определится тангенсом угла α :

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{Q}{P} = \frac{Q}{\Psi d^2 u^2 \Delta}, \quad Q = \frac{\pi d^3 \delta}{6} \cdot g,$$

где δ – удельный вес зерна.

Тогда

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{\pi d \delta g}{6 \Psi u^2 \Delta}.$$

Из формулы следует, что при одинаковом удельном весе зерен угол α будет тем больше, чем больше диаметр зерна. Таким образом, зерна породы будут проходить воздушный поток, а волокна асбеста, имеющие меньший угол, будут увлекаться струей воздуха.

На практике это явление происходит значительно сложнее. Для достижения более эффективной работы пневмосепаратора и более полного извлечения волокна скорость воздушной струи принимают равной:

$$U_b = K \cdot V_b,$$

где U_v – скорость воздушной струи при пересечении потока руды, м/с; K – коэффициент, зависящий от весовой концентрации μ твердых частиц в воздухе (от 1,25 до 3,0); V_v – скорость витания наиболее твердой частицы, м/с.

Скорость витания частицы V_v в воздухе приблизительно равна скорости свободного падения ее в той же среде:

$$V_v = V_0 = 30 \cdot 300 \cdot d^2 \delta, \text{ см/с.}$$

Весовая концентрация μ воздушной смеси определяется по формуле:

$$\mu = \frac{Q_n}{Q_v},$$

где Q_n – количество волокна и тонких частиц породы, кг/ч; Q_v – весовой расход воздуха, кг/ч,

$$Q_v = V_v \cdot \Delta, \text{ кг/ч,}$$

где V_v – объем воздуха, расходуемого в пневмосепараторе, м³/ч; Δ – плотность воздуха, $\Delta = 1,23 \text{ кг/м}^3$.

Определив количество волокна и гали Q_n и задавшись величиной μ , находим весовой расход воздуха:

$$Q_v = \frac{Q_n}{\mu} \text{ кг/ч.}$$

Зная V_v и скорость воздушного потока U , определяем необходимое сечение щели, через которую должен проходить воздух:

$$S_{щ} = \frac{V_v}{U}, \text{ м}^2.$$

Правильно подобранное сечение щели позволит получить высокие показатели обогащения.

7.4.4. Обогащение на наклонных плоскостях

Данный способ обогащения применяется преимущественно на небольших асбестообогащительных фабриках, где при незначительных энергозатратах обеспечивается отделение волокна от породы при сохранении его природных качеств.

Обогащение на наклонных плоскостях основано на различии коэффициентов трения и упругости чистого асбестового волокна, сростков волокна с зернами породы и сростками зерен пустой породы между собой.

Отделение волокна от породы происходит в период прохождения механической смеси волокна породы по наклонной плоскости.

Коэффициент трения асбестового волокна и его агрегатов по железу равен 0,7–0,8, а пустой породы – 0,3–0,5.

При движении смеси свободного асбестового волокна и зерен породы по наклонной плоскости первое медленно скользит и падает недалеко от нижней кромки плоскости.

Зерна породы быстро скатываются с плоскости и по инерции падают значительно дальше. Различие в величине сил трения скольжения волокна и трения качения зерен породы бывает значительно меньше для руды мелких классов.

При крупности зерен руды и асбестового волокна менее 1 мм разница в трении почти исчезает и точного разделения волокна и породы не происходит.

Движение смеси частиц руды по наклонной плоскости происходит под действием силы тяжести.

Если на плоскости, наклоненной под углом α , находятся две частицы А и В с различным коэффициентом трения, то для каждой из них можно определить соотношение сил при весе зерна Р и коэффициента трения φ .

Скорость движения частиц определяется по формуле

$$V = \sqrt{2lg (\sin\alpha - \varphi\cos\alpha)}, \text{ м/с,}$$

где ℓ – длина плоскости, м; g – ускорение силы тяжести, м/с^2 ; φ – коэффициент трения.

Эта скорость будет меньше для частицы, обладающей большим коэффициентом трения и, наоборот, больше для частицы, обладающей меньшим коэффициентом трения. Следовательно, в момент достижения конца наклонной плоскости обе частицы с разными коэффициентами трения будут иметь разные скорости движения.

Асбестовое волокно, имеющее меньшую скорость движения, падает вблизи от плоскости, а куски породы, имея большую скорость движения, падают дальше. Сростки породы и асбеста будут иметь какую-то среднюю скорость и путь, пройденный ими, будет так же средним, в результате чего выделится промежуточный продукт, требующий дополнительной обработки.

7.4.5. Вибрационный способ обогащения

Еще в 1947 г. Д.А. Плисс разработал вибрационный способ и машину для разделения материалов. Сущность этого способа заключается в том, что сыпучие материалы, помещенные на наклонную вибрирующую поверхность, могут разделяться в зависимости от крупности, формы, коэффициента трения, упругости и других параметров составляющих компонентов.

Для осуществления эффективной сепарации должны быть выбраны определенные параметры вибрационной установки, учитывающие характеристику разделяемых компонентов, и требования, предъявляемые к продуктам сепарации.

Сепарацию можно проводить в режиме с отрывом или без отрыва. Движение частицы по наклонной вибрирующей поверхности в режиме без отрыва зависит от коэффициентов трения, а в режиме с отрывом – от коэффициента восстановления и коэффициента мгновенного трения.

Из сказанного следует, что если на вибрирующую поверхность подавать материал, компоненты которого отличаются друг от друга по коэффициентам трения или коэффициентам восстановления при ударе, то он может быть разделен на соответствующие компоненты. Это обстоятельство предопределяет принципиальную возможность разделения на вибрирующей поверхности сыпучих материалов по крупности, так как коэффициенты восстановления мелких и крупных зерен однородного материала существенно различаются между собой. Практически доказано, что разделение по крупности более четко осуществляется в режиме с отрывом. Разделение близких по размеру материалов по форме более четко осуществляется в режиме без отрыва, где разделяющим фактором является коэффициент трения частиц о поверхность.

Дробленая асбестовая руда представляет собой механическую смесь, состоящую из трех компонентов: свободного асбестового волокна, змеевика и пыли. Процесс первичного обогащения заключается в выделении из руды концентрата, состоящего из асбестового волокна и пыли. В дальнейшем волокно обеспыливается на специальных аппаратах.

Важной предпосылкой для обеспечения эффективного обогащения асбестовой руды на вибрационном сепараторе является значительная разница в коэффициентах трения змеевика и волокна. Коэффициенты восстановления для этих компонентов также существенно различаются. При вибросепарации необходимо подобрать такие параметры работы установки и такую характеристику рабочей поверхности, при которых будет обеспечено движение волокна и змеевика в разные стороны.

Сепарацию асбестовой руды целесообразно проводить в режиме с отрывом, так как при интенсивном встряхивании руды за счет сегрегации происходит выделение равновеликих и мелких зерен змеевика, разбросанных между волокнами асбеста. При отсутствии подбрасывания эти зерна увлекаются вместе с волокном. Установив оптимальный угол наклона деки, можно получить четкое разделение волокна и змеевика. Волокно в этом случае транспортируется вверх, а змеевик скользит вниз.

Наиболее простой рабочей поверхностью является вибрирующая плоскость, установленная под углом к горизонту. Однако такая вибродека может обеспечить достаточно четкое разделение, если материал подается по одному зерну, т.е. при весьма малой производительности. В противном случае вблизи места загрузки создаются противотоки материала, при этом волокно увлекает вверх некоторое количество змеевика, а скользящий вниз змеевик увлекает часть волокна.

Более высокая производительность достигается, если вибродека наклонена одновременно в двух направлениях: в продольном и поперечном под небольшим углом вниз. Двойной наклон вибродеки обеспечивает веерообразное распределение на ней сепарируемого материала. Вверх транспортируется асбестовое волокно и пыль, вниз скользит крупный змеевик, в сторону направляется относительно небольшое количество промежуточного продукта, включающего нераспушенные агрегаты волокна («пешку»), и мелкий змеевик.

Качество сепарации может быть улучшено, если использовать не плоскую, а вогнутую вибродеку, у которой продольный угол наклона постепенно увеличивается, а угол вибраций уменьшается по мере движения материала снизу вверх.

7.4.6. Обогащение руд антофиллит-асбеста

Обогащение руд антофиллит-асбеста осуществляется многостадийным дроблением с последующим отделением вскрытого волокна асбеста от сопутствующей породы.

При обогащении отсасыванием производится многостадийное дробление с достаточно сильной распушкой волокна (в отличие от хризотил-асбеста) с целью максимального освобождения волокна от сопутствующих пород. Обогащение основано на различии в форме и величине частиц, получаемых при дроблении.

Оно производится путем просева на грохоте. При этом извлечение волокна бывает не более 60–65 %.

Породы и минералы, содержащиеся в руде антофиллит-асбеста, обладают весьма различными физическими свойствами.

Несмотря на широкие возможности применения различных методов обогащения, руда антофиллит-асбеста пока обогащается методом отсасывания, являющимся наиболее простым и обеспечивающим требуемое качество готовой продукции.

7.4.7. Схемы обогащения. Фабрики

Технологические процессы действующих асбестообогащительных фабрик, работающих по гравитационному методу, включают следующие операции: крупное и среднее дробление, сушку руды, мелкое дробление, извлечение концентратов, обеспыливание и классификацию асбеста по сортам.

Крупное дробление осуществляется в щековых и конусных дробилках, среднее – в конусных, мелкое – в короткоконусных или дезинтеграторах, валковых, молотковых, кулачковых дробилках.

Сушку производят в барабанных или шахтных сушилках (снижение влаги до 15–2 %). Температура сушки не должна превышать 500–600 °С во избежание снижения прочности волокна асбеста.

Руда после сушки транспортируется в склад сухой руды, необходимость которого обуславливается следующими аспектами:

- затруднениями при обогащении горячей (60–70 °С) руды, продолжающей выделять пар (забивка воздухопроводов, отверстий сит на грохотах);

- необходимостью усреднения перед обогащением;
- низкой прочностью горячего волокна.

На всех этапах процесса обработки асбестовых руд большое значение имеет грохочение. В отдельных случаях эта операция является вспомогательной, например, при грохочении перед дробилками. В других случаях она выполняет одну из основных функций обогащения. Из общего количества обогащительных машин асбестообогащительных фабрик наибольшее количество их приходится на долю различных типов грохотов, поэтому асбестообогащительные фабрики раньше назывались сортировками.

Имеется разница в обогащении руд низкосортных и высокосортных.

Асбест с длиной волокна больше 18 мм получают путем ручной сортировки. Это трудоемкая работа. После отбора длинноволокнистого асбеста рядовая руда обогащается одинаково с низкосортной.

Схемы цеха крупного дробления обогажительных фабрик

Крупное дробление руды производится в цехе дробильно-сортировочного корпуса (ДСК) в 3–4 стадии с установкой обычно в первой стадии щековых дробилок, во второй и третьей – конусных дробилок.

После каждой стадии дробления производится классификация дробленой руды на грохотах (колосниковых и виброгрохотах) с целью выделения в просев грохота класса –30(–50) мм с одновременной концентрацией в нем свободного волокна. Класс –30(–50) мм направляется на сушку.

В процессе первых стадий дробления руды осуществляется вскрытие наиболее качественного по длине и текстуре волокна, которое необходимо сразу же извлечь (в ДСК), чтобы избежать его распушки при транспортировке и складировании. Для этой цели предусматривается установка воздушно-проходных сепараторов (ВПС) или грохотов с круговыми движениями деки в горизонтальной плоскости (ГКД).

Последующая транспортировка, складирование и обработка концентратов ДСК производится раздельно от рудного потока, что улучшает качество текстильных сортов асбеста.

Обработка в ДСК низкосортных и высокосортных руд производится на различных секциях по разным схемам.

Для переработки высокосортных руд предусматриваются специальные операции для извлечения высокосортного асбеста. Например, с помощью грохочения на грохотах с прутковыми сетками, дополнительного дробления их в молотковых дробилках и операций по выработке кускового асбеста (ручная отбойка).

Сушке подвергается только руда крупностью –30 мм, так как в этом классе концентрируется избыточная влага.

Сушка продукта способствует также сохранению длины и текстуры волокна. Применяются сушильные печи шахтного типа. Они значительно экономичнее и проще в эксплуатации, чем сушильные барабаны.

Обработка продукта выноса из сушильных печей производится раздельно от рудного потока. Это уменьшает общую запыленность рудного потока, поступающего в цех обогащения, а также сохраняет текстуру извлеченного волокна.

Примером разобранных схем является схема ДСК Актовракской фабрики (рис. 7.4).

Схемы цеха мелкого дробления (обогащения)

В практике работы действующих асбестообогачительных фабрик основные операции обогащения асбестовых руд производятся в так называемых цехах мелкого дробления (цех обогащения). Здесь руды подвергаются многостадийному дроблению с целью постепенного вскрытия волокна. В каждой стадии дробления производится извлечение черновых концентратов методом отсасывания воздушной струей. Дальнейшая обработка заключается в обезгаливании, обеспылевании и классификации черновых концентратов с получением сортового асбеста на сходе или в просеве классифицирующего аппарата.

Дробление руды производится обычно в 4–5 стадий для рядовых и в 7–8 стадий для высокосортных руд с использованием в каждой стадии различного дробильного оборудования: в первой стадии – коротконосных или валковых дробилок, в 3–4 – дезинтеграторов и кулачковых дробилок, в пятой – кулачковых дробилок.

Для извлечения и обезгаливания черновых концентратов применяются однотипные плоскокачающиеся грохоты; классификация и обеспыливание черновых концентратов производится в сортировочных ситах (барабанных грохотах 1 200–6 600 мм) или рассевах.

Обработка продуктов (сходы и просевы перечистных грохотов, просевы сортировочных сит и рассевов) производится отдельно от основного потока с применением для вскрытия асбеста стержневых мельниц или кулачковых распушителей, для извлечения черновых концентратов – воздушно-центробежных сепараторов «Механобр».

На Джетыгаринской фабрике (рис. 7.5) используют вертикальные молотковые дробилки и распушители, грохоты кругового движения ГКД, обеспылеватели ОА-61, вибровоздушные обезгаливатели ВВО.

В последнее время применяют распушители СМА-248, дробилки СМА-277, модернизированные рассевы СМА-267.

Схемы обогащения асбеста на зарубежных фабриках аналогичны схемам отечественных фабрик (рис.7.6).

В Канаде более 60 % продукции дают две фирмы: «Джеффри Майнз» и «Лаб. Хризолит инк», перерабатывающие асбест по сходной технологии [61]. В состав «Джеффри Майнз» входят рудник, дробильно-сортировочный комплекс (ДСК) и обогащательный комплекс. ДСК имеет пять стадий дробления и классификации. Первая стадия дробления осуществляется на дезинтеграторах, последние – в вертикальных молотковых и ударно-отражательных дробилках.

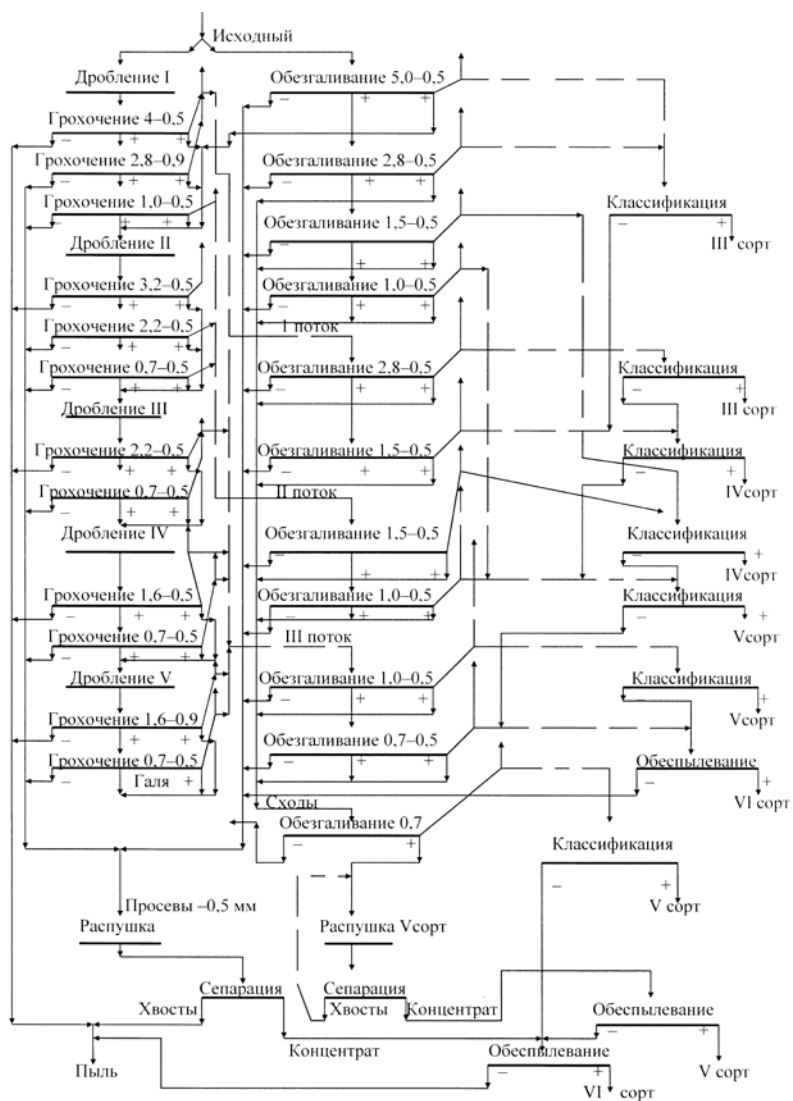


Рис. 7.5. Схема обогащения Джетыгаринской фабрики

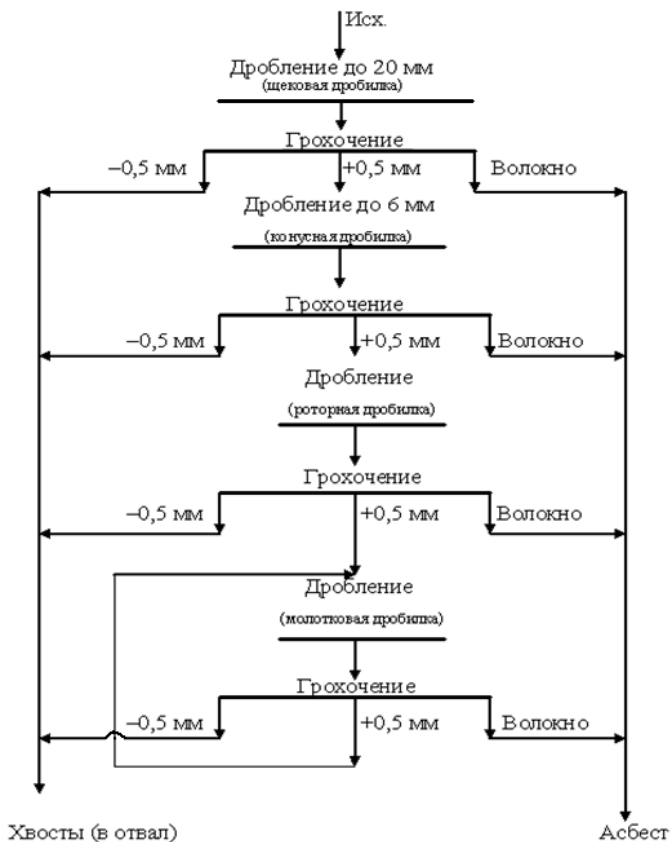


Рис. 7.6. Принципиальная схема обогащения асбеста на зарубежных фабриках

Извлечение черновых концентратов производят на грохотах сложного движения. В ДСК получают сухую руду и черновые концентраты, идущие либо в склад сухой руды, либо, при недостаточном содержании асбеста, в цех обогащения. Развита схема ДСК в сочетании с магнитной сепарацией позволяет выделить 40–54 % обедненных фракций с содержанием асбеста 0,02 %.

В обогатительном комплексе обработка черновых концентратов осуществляется на технологических линиях, включающих последова-

тельно две операции обеспылевания и одну – грохочения (обезгаливания). Затем эти же операции повторяются в вибровоздушных обезгаливателях, после чего следует классификация и усреднение в специальных миксерах.

Принципиальная схема обогащения асбеста на зарубежных фабриках проста (см. рис. 7.6).

Модуль 2. ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ ГОРНО-ХИМИЧЕСКОГО СЫРЬЯ

Лекция 16

План лекции: 1. Фосфор, его соединения и их применение в промышленности и сельском хозяйстве [10 с 250, 46 с 7-8]

2. Типы руд и месторождений апатитов [46 с 8-10]

3. Технические требования к качеству концентратов [46 с 10-12]

4. Флотация [46 с 58-76, 14 с 448-453]

К горно-химическому сырью относят апатитовые, фосфоритовые, калийные, серные руды и руды, содержащие мышьяк и бор. Последние добываются в небольшом количестве, учебной программой не предусмотрены и в конспекте лекций не рассматриваются.

Фосфор, сера, калий и их соединения, выделенные из руд горно-химического сырья, широко применяются в различных отраслях народного хозяйства и особенно в химической промышленности. Однако основной объем добываемых апатитовых, фосфоритовых, калийных и серных руд используется для получения минеральных удобрений – главного источника повышения эффективности сельского хозяйства и в конечном счете благосостояния страны.

Руды горно-химического сырья обладают рядом особенностей. Во-первых, минеральный состав их многообразнее, чем металлических полезных ископаемых. Во-вторых, структура и текстурные особенности этих руд очень сложны. В-третьих, физические и физико-химические свойства минералов, входящих в их состав, близки между собой. Все это затрудняет технологию переработки горно-химического сырья и часто требует нетрадиционных методов обогащения, а при флотации – применения помимо обычных специальных реагентов.

Концентраты, получаемые из горно-химического сырья, – дешевые. Это обуславливает необходимость применения относительно простых методов и схем обогащения.

Последнее время в эксплуатацию вовлекаются месторождения руд с более низким содержанием полезных компонентов. Из добытой горной массы используется не более 34–40 %. В связи с этим катастрофически растет количество отходов. Поэтому необходимо внедрение комплексной и, по возможности, безотходной технологии.

8. ТЕХНОЛОГИЯ АПАТИТА

Фосфор и его соединения находят широкое применение в промышленности и сельском хозяйстве.

Фосфор довольно широко распространен в природе, содержание его в земной коре составляет 0,12 %, но он никогда не встречается в свободном несвязанном состоянии из-за высокой его активности.

Впервые этот элемент был получен в 1669 г. алхимиком Брандом. В 1770 г. фосфор был получен из костей. Заводское производство фосфора началось во второй половине XIX в. В качестве сырья в то время использовался уже не костяной уголь, а природные фосфориты. Фосфор получали в роторных печах. В конце XIX в. начали применять электрические печи. В XX в., особенно после первой мировой войны, электротермический способ производства желтого фосфора получил большое развитие. В СССР по предложению академика Э. Брицке был разработан процесс производства фосфора в шахтных печах.

Мировые запасы фосфатных руд составляют около 180 млрд т (1990). Главные добывающие страны – это Российская Федерация, Казахстан, Эстония, США, Марокко, Тунис, Того [1–4].

Общие запасы апатитовых и фосфоритовых руд России, оцениваемые как подготовленные к разработке, составляют 480,2 млн т P_2O_5 . Они существенно меньше обоснованных потребных запасов на сегодняшний день [6 - 8].

Потребности России в разведанных запасах фосфатных руд в настоящее время составляют 716 млн т P_2O_5 .

В 2010–2015 гг. потребность в запасах превысит их наличие, а в 2030 году они могут быть полностью отработаны.

Мировая добыча фосфатов показана в табл. 8.1. В 2002 г. она составляла 135 млн т [6 -8]. Крупнейшим в мире производителем фосфатов являются США (26 % от мировой добычи). Разработки ведутся во Фло-

риде, Северной Каролине. Королевство Марокко (вместе с Западной Сахарой) – второй по величине производитель фосфатной руды (17,3 %) и крупнейший экспортер. Фосфориты разрабатываются в трех районах: Курибге, Юссуфии и Бен-Герире. Основное месторождение (Khouribga) находится в 120 км к югу от Касабланки. Общие запасы фосфоритов в Марокко составляют 64 млрд т, разведанные – 10 млрд т (60 % от разведанных в мире запасов). На третьем месте по добыче находится Китай (16,7 %), на четвертом – Россия (10,5 %). Основным источником фосфорного сырья в России являются апатито-нефелиновые руды на Кольском полуострове. За более чем семьдесят лет, прошедших с момента открытия месторождения, добыто свыше 570 млн т апатитового концентрата. Сейчас в пределах Хибинского массива разведано 10 месторождений, суммарные запасы которых составляют 3,6 млрд т, а в целом на Кольском полуострове запасы руды составляют около 20 млн т. Учитывая, что за все прошедшее время было добыто неполных полтора миллиарда тонн, можно сказать, что запасов апатита России должно хватить еще на много лет. Основной объем добываемых фосфатных руд используется для получения удобрений.

Доля производства удобрений, содержащих в своем составе только один фосфор, падает, а все больше производится комплексных удобрений, содержащих два или три питательных элемента. Большая часть фосфорных удобрений, производимых в России, приходится на аммофос, диаммофос и азофоску. Ежегодное мировое производство фосфорных удобрений на начало XXI в. составило 41 млн т, а суммарное количество всех удобрений – 190 млн т. Основными производителями фосфорных удобрений являются Марокко, США и Россия, а основными потребителями – страны Азии, Латинской Америки и Западной Европы.

В 2005 г. себестоимость апатитового концентрата на комбинате «Апатит» составляла порядка 26 дол./т. Если взять 20 % рентабельности, то они должны продавать апатит по 31 дол./т, а они предлагают по 52,5 дол./т.

Таблица 8.1

Добыча природных фосфатов в основных странах-производителях в 1990–2000 гг., тыс. т концентрата, приведенного к содержанию 32 % P_2O_5

Страна	1990	1991	1992	1993	1995	1996	1997	1998	1999	2000
США	46000	48000	46000	35100	43500	45400	45900	44200	40600	39700
Бразилия	3000	3200	3400	3500	3500	3600	3800	4300	4100	4300

КНР	15800	17600	17900	18600	21000	21000	20000	25000	25100	26000
Израиль	3500	3300	3600	3700	4000	3800	4000	4100	4100	3800
Иордания	5900	4400	4300	4100	4900	5300	5900	5900	6000	6000
Марокко	21200	18000	19500	18200	20200	20800	23400	24000	24000	21000
Россия	35000	28573	19447	9000	8800	8500	9900	9800	11100	11000
Казахстан				5800	2200	2400	Н.д.	Н.д.	Н.д.	Н.д.
Сенегал	2300	1700	2300	1700	1600	1300	1500	1300	1800	1800
ЮАР	3000	3100	3000	2500	2790	2700	2700	2800	2900	2600
Сирия	1600	1400	1300	900	1500	2200	2400	2500	2100	2400
Того	2300	2900	2000	1800	2000	2600	2600	2200	1700	1500
Тунис	6600	6400	6400	5500	7400	7100	7100	7900	8000	8000
Всего в мире	153000	145000	135000	117000	131000	133000	138000	145000	141000	139000

Примечание. Н.д. – нет данных.

Цены на мировом рынке на диаммофос в 2006 году составили 248–289 дол/т. В начале 2007 года они колебались от 250 до 360, а в мае – от 440 до 470 дол/т. Суперфосфат тройной в 2006 г. стоил 202 дол/т, в начале 2007 г.–2008, в мае – 325 дол/т.

8.1 . Фосфор, его соединения и их применение в промышленности и сельском хозяйстве

Известны три аллотропные модификации фосфора: белая (желтая), черная и красная (фиолетовая).

Фосфор имеет радиоактивный изотоп, который является одним из первых изотопов, приготовленных в больших количествах. Радиоактивный изотоп фосфора может быть использован при исследовании проблем питания почв и растений.

Красный фосфор применяют в спичечной промышленности, в металлургии и пиротехнике.

Желтый фосфор используют для получения красного фосфора, фосфорной кислоты, фосфорного ангидрита, хлористых, сернистых и других соединений фосфора, а также ряда его органических соединений.

Термическая фосфорная кислота, получаемая путем окисления фосфора, содержит не менее 70 % H_3PO_4 и мало загрязнена примесями, поэтому из нее получают концентрированные удобрения, кормовой прицепитат, находит она применение и в производстве активированного угля, киноплёнки, спичек. Часть термической кислоты очищают и выпускают в виде пищевой и реактивной.

Эфиры фосфорной кислоты применяют в качестве пластификаторов, инсектицидов и некоторые в качестве лечебных средств.

Технические фосфаты (различные соли фосфорной кислоты) получают все более широкое применение в народном хозяйстве и быту.

Наибольшее распространение получили фосфаты натрия, которые используются для смягчения воды и в качестве моющих средств. Исходными продуктами для получения фосфатов натрия служат фосфорная кислота, сода и едкий натрий.

Установлено, что соли фосфорной кислоты одни или в смеси с другими соединениями замедляют воспламенение за счет одновременно образования плавких соединений, стремящихся образовать глазури, которые дополнительно защищают поверхности горючих веществ. В частности, диаммонийфосфат применяют для пропитки деревянных конструкций, декораций с целью придания им огнестойкости.

В последние годы широко применяются буровые суспензии или жидкости при разработке месторождений нефти и газа. В этих суспензиях существенную роль играют некоторые фосфаты, ежегодное потребление которых увеличивается. Основная функция фосфатных веществ заключается в уменьшении вязкости буровых суспензий без понижения их плотности, благодаря этому появляется возможность перекачивать тяжелые водные суспензии.

Фосфаты играют важную роль при обработке текстиля из шерсти животных, растительного и синтетического волокна или смеси всех трех.

Фосфорная кислота и фосфаты применяются также в фотографии и в производстве тростникового сахара при его очистке.

Фосфаты марганца, получаемые из фосфорной кислоты и восстановленного пиролюзита, используют для так называемого фосфатирования стальных изделий, которое предохраняет металл от атмосферной коррозии.

Из сернистых соединений фосфора наибольшее значение имеет пентасернистый фосфор P_2S_5 (применяется в производстве фторореагентов), треххлористый фосфор PCl_3 и пятихлористый фосфор PCl_5 (используется для получения хлорпроизводных углеводов и хлорокиси фосфора, применяемой в производстве акрихина).

8.2. Типы руд и месторождений апатитов

Апатит – это минерал, состав которого в общем виде выражается формулой $Ca_5(PO_4)_3R$, где R – F или Cl. Апатиты, в которых преобладает фтор (фторапатиты), значительно более распространены в природе, чем апатиты с преобладанием хлора (хлорапатиты). В промышленных минералах апатита хлор, если и присутствует, то в небольшом количестве.

В ряде апатитов часть кальция бывает изоморфно замещена другими элементами. Теоретически наиболее возможны случаи замещения кальция стронцием и двухвалентным марганцем, которые обладают низкими к кальцию размерами ионных радиусов. Иногда в апатитах встречается небольшое количество MgO. Трехвалентные редкие земли, обычно в комбинации со щелочами, также замещают кальций в апатите: $(TRN_2)^{+4}$ на $(Ca_2)^{+4}$, поэтому в составе апатитов часто встречаются редкие земли, преимущественно цериевой группы.

Апатит обладает различной окраской, чаще всего зеленоватой. Удельный вес его находится в пределах 3,18–3,41. Твердость по шкале Мооса равна 5. Апатит кристаллизуется в гексагональной сингонии. Лучепреломление у апатита высокое, в среднем 1,640, двойное лучепреломление низкое (0,004–0,003). Температура плавления фторапатита равна 1660 °C.

Апатит широко распространен среди изверженных пород. Большая часть его рассеяна в колоссальных объемах этих пород. Промышленные скопления апатита встречаются относительно редко. Происхождение первичного апатита – магматогенное или гидротермальное, встречается он также в пегматитах.

Все известные апатитовые месторождения по генезису могут быть разделены на три типа:

- магматические – инъекционные месторождения, образованные интрузией магмы, богатой фосфором (Хибины, Шведская Лапландия);

- жильные месторождения – пневматолитовые, образовавшиеся за счет газообразных выделений остывающей на глубине магмы (Южная Норвегия);

- месторождения, приуроченные к пегматитовым жилам, где наряду с другими минералами апатит образуется из остаточного пегматитового расплава (Канада).

Апатиту сопутствует ряд полезных компонентов. Так, Хибинские апатито-нефелиновые руды состоят из ряда минералов, важнейшими из которых являются апатит, нефелин, пироксены, титаномагнетит, сфен, ильменит и полевые шпаты.

К числу собственно апатитовых месторождений относится Ошурковское в Бурятии, расположенное в 16 км от г. Улан-Удэ. Здесь апатит связан с гранодиоритовыми породами, содержащими в среднем 4,5 % фосфоорного ангидрида. Эти породы хорошо обогащаются с получением апатитового концентрата, содержащего 35 % P_2O_5 .

В последнее время определилось промышленное значение ряда комплексных месторождений, при эксплуатации которых апатит может получаться попутно с основными компонентами. К числу их относится Ено-Ковдорское месторождение, расположенное в юго-западной части Кольского полуострова и представленное комплексом магнетитовых руд, залегающих среди слюдо-apatито-оливиновых руд. Распространение фосфора в них неравномерное и по отдельным рудным телам изменяется (в среднем) в пределах 1,9–2,2 %, что способствует снижению содержания фосфорного ангидрида (4,4–7,4 %). При флотации хвостов получается апатитовый концентрат с содержанием 25–30 % P_2O_5 .

Из медно-железо-ванадиевых руд Волковского месторождения (Свердловская область), содержащих 2,8–4,1 % фосфорного ангидрида, получается апатитовый концентрат с содержанием 33,4 % P_2O_5 .

Татарское фосфатно-ниобиевое месторождение находится в Северо-Енисейском районе Красноярского края. Из руды, содержащей 0,83 % Nb_2O_5 и 8,9 % P_2O_5 , выделяется ниобиевый концентрат с содержанием 60,9 % Nb_2O_5 и апатитовый концентрат с содержанием P_2O_5 39,4 %.

Белозименское месторождение в Иркутской области представлено редкометалльно-apatитовыми рудами, связанными с одноименным массивом ультраосновных щелочных пород. На месторождении выделяются коренные руды со средним содержанием P_2O_5 4,2 % и россыпные руды дезинтегрированной части массива, содержание P_2O_5 в которых составляет от 6,8 до 11,6 %. В результате обогащения россыпных руд получается апатитовый концентрат с содержанием P_2O_5 38 % (колеблется от 23,8 до 39 %).

Кручининское титаномагнетитовое месторождение расположено в Читинской области, руды его содержат 3,2–4,7 % P_2O_5 . Технологическими испытаниями установлена возможность попутного получения высококачественного апатитового концентрата.

8.3. Технические требования к качеству сырья и концентратов

Основным компонентом, определяющим качество фосфатных руд, является содержание в них пятиоксида фосфора (P_2O_5). Важную роль играет также процентное содержание полуторных окислов (FeO , Fe_2O_3 , Al_2O_3).

Известно, что для электровозгонки фосфора имеет значение соотношение в шихте суммы окислов $(SiO_2 + Al_2O_3)/(CaO + MgO)$, называемое модулем кислотности, который должен находиться в пределах 0,8–1,0. Если он ниже, то в шихту добавляют кварцит или другой фосфат с высоким содержанием двуоксида кремния.

Необходимость поддержания в шихте оптимального соотношения суммы окислов $(SiO_2 + Al_2O_3)/(CaO + MgO)$ вызвана тем, что при этом снижается температура реакции и возрастает ее скорость. Шлаки обладают нормальной вязкостью и не вызывают затруднения при удалении их из печи.

Для апатитового концентрата, получаемого флотацией хибинских апатито-нефелиновых руд и применяемого для химической переработки на минеральные удобрения и фосфатные соединения, разработан ГОСТ, по которому апатитовый концентрат должен соответствовать показателям, приведенным в табл. 8.2.

Технические условия на Ковдорский апатитовый концентрат приведены в табл. 8.3.

Таблица 8.2

Технические условия на апатитовый концентрат
по ГОСТ 22275-90 (статус: действующий)

Показатель	Норма
Массовая доля оксида фосфора (P_2O_5), %, не менее	39
Массовая доля воды, %	$1,0 \pm 0,5$
Остаток на сите с сеткой 016 К (ГОСТ 6613), %, не более	13,5

Примечания: 1. Массовая доля оксида фосфора дана в пересчете на сухое вещество.

2. Массовая доля полуторных окислов (FeO , Fe_2O_3 , Al_2O_3) не более 3,0 % гарантируется поставщиком и определяется периодически один раз в месяц по требованию потребителя, а так же в случае разногласий при оценке качества.

Таблица 8.3

Концентрат апатитовый Ковдорского горнообогатительного комбината
(опытная партия ТУ 6-12-83-75)

Показатель	Норма
Содержание P_2O_5 , %, не менее	34
Содержание окиси магния MgO , %, не более	2,5
Содержание полуторных окислов R_2O_3 , %, не более	2,2
Остаток на сите с размером сторон ячеек в свету – 0,071 мм, %, не более	50
Содержание влаги, %, не более	1,5

Условия на фосфоритную муку для потребления на предприятиях местной промышленности таковы:

Содержание пятиокси фосфора на сухое вещество, %	6–14
Содержание влаги, %, не более	3
Остаток на сите 0,18 мм, %, не более	20
Прохождение через сито 0,1 мм, %, не менее	50

8.4. Обогащение апатита

Основным методом обогащения апатитовых и фосфоритовых руд является флотация.

8.4.1. Флотация

Все минералы апатитовых руд являются полярными несulfидными минералами, чьи флотационные свойства близки. Четко выраженный ионный характер связей в кристаллической решетке этих минералов обуславливает их высокую химическую активность по отношению к со-

бирателям анионного типа и одновременно высокую природную гидрофобность.

Для флотации апатитовых руд обычно используют карбоксильные собиратели, которые большей частью закрепляются на их поверхности химически. Для повышения показателей обогащения апатитовых руд автором проведены исследования по применению ряда новых собирателей и модификаторов.

Флотуемость минералов изучалась с применением часто используемого для флотации апатитовых руд собирателя – мыла дистиллированного таллового масла (МДТМ) и перспективных реагентов: смеси МДТМ с оксиэтилированными высокомолекулярными спиртами (ОКС-1), ацелированных аминокислот (таллакам и ААК), смеси их с гидроксамовыми кислотами (таллакам и ИМ- 50) и дифосфоновых кислот (флотол 7,9).

Применение МДТМ в смеси с оксиэтилированными спиртами увеличивает разницу во флотуемости апатита, магнетита, флогопита и кальцита. Однако извлечение апатита снижается до 14–41 % (табл. 8.4).

Таблица 8.4

Влияние собирателей на флотацию минералов

Реагент	Расход реагента, мг/л	Извлечение минерала, %				
		апатита Ыраас	апатита Ессей	флого- пита	каль- цита	магнетита
МДТМ + ОКС-1	0,6	41	14	1	4	4
	1,2	50	24	2	4	4
	1,8	48	36	5	6	7
	2,4	50	40	4,5	6	7
ААК	0,6	48	14	5	3	7
	1,2	68	34	4	7	6,5
	1,8	67	48	6	10	12
	2,4	68	48	6	12	12
Флотол -7,9	0,6	54	40	3	2	3
	1,2	63	41	4	2	10
	1,8	60	42	3,5	1,7	12
	2,4	65	43	4	1,5	14

Флотация минералов таллакамом идет более селективно. При концентрации последнего 3 мг/л разница в извлечении апатита и остальных минералов составляет порядка 40 %.

При флотации минералов N- ацилированными аминокислотами на основе ТЖК (реагент ААК) получено (табл. 8.4) извлечение всех минералов ниже, чем в случае таллактама.

Из практики обогащения апатитсодержащих карбонатных руд известно [46], что смесь N-ацилированных amino- и гидроксамовых кислот более эффективна по отношению к апатиту. Гидроксамовые кислоты образуют прочные комплексные соединения с катионами на поверхности апатита, покрытого гидроксилами железа и его микровключениями, и тем самым способствуют повышению извлечения трудных зерен апатита.

Синтезирован реагент [46] из класса сульфонатов на основе нового вида сырья – полиалкилбензолов. Изучены его собирательные и пенообразующие свойства при флотации различных типов руд. Установлены высокая избирательность сульфоната к флотации ряда минералов в щелочной и кислой средах и неаддитивность его пенообразующих свойств в смеси с оксигидрильным и аполярным собирателями, позволившая определить режимы наиболее эффективного использования реагента.

На примерах комплексного обогащения апатито-нефелиновой руды (apatит, нефелин, сфен), флотации кианита из руды Хизоварского месторождения показано, что использование сульфоната позволяет повысить избирательность процесса, качество получаемых концентратов и извлечение полезного компонента, при этом установлена возможность замены на 30–50 % дефицитных талловых масел, сокращения расхода жидкого стекла и исключения использования реагента ОП-4.

В хвостах апатитового передела присутствует апатит, содержание которого соизмеримо с содержанием сфена в них. Учитывая флотоактивность сфена и апатита, можно сказать, что разделение этих двух минералов представляет собой трудную задачу. Поэтому для получения коллективного концентрата темноцветных минералов, выделяемого при обратной флотации нефелина, требуется решить две задачи. Первая связана с использованием более активного собирателя по сравнению с применяемым на АНОФ-2 [46]. В качестве такого можно рассматривать высокомолекулярный алкилбензосульфат, который позволяет получать концентрат темноцветных минералов более чистым по нефелину. При необходимости активацию флотации темноцветных минералов следует вести катионами кальция. Вторая задача отделения апатита и сфена может быть решена с использованием имеющегося оборудования на АНОФ-2 (узла доизмельчения, классификации и флотации).

Число реагентов-регуляторов, используемых в промышленной практике, велико.

Нами испытаны сода, органические и неорганические полимеры-регуляторы: жидкое стекло, триполифосфат (ТПФ), сульфит-спиртовая барда (ССБ), лиозон, лифрин-П, СТТОК, Ц-73-1.

При изучении действия соды, триполифосфата и жидкого стекла в качестве собирателя использовался олеат натрия, при изучении других депрессоров была испытана смесь таллактама и ИМ-50.

Сода при концентрации 1,0 мг/л ($\text{pH} = 9$) позволяет перевести в пенный продукт (до 75–83 %) все апатиты и кальцит, остальные минералы (на 60–70 %) остаются в камерном продукте. При концентрации выше 90 мг/л резко снижается флотоактивность всех минералов.

Жидкое стекло при малых концентрациях активирует флотацию апатитов, резко снижает флотируемость магнетитов и почти не влияет на флотацию кальцита и флогопита. Увеличение концентрации свыше 10 мг/л резко снижает флотируемость кальцита, но при этом уменьшается и извлечение апатитов.

В последнее время в практике флотации несulfидных руд начинают применяться полифосфаты. Опыты показали, что на исследуемые минералы они действуют не селективно (депрессируют все минералы).

Широко используются [12] лигносульфонаты – отходы производства целлюлозы. На данных минералах испытаны ССБ, лиозон и лифрин - П.

ССБ (сульфит-спиртовая барда) – довольно известный депрессор, который используется для депрессии карбонатных минералов. На исследуемый кальцит ССБ оказывает слабое депрессирующее действие.

Лиозон, т.е. лигносульфонаты технические озонированные и лифрин П – лигносульфонаты технические фракционированные оказались более селективными, чем ССБ.

СТТОК – это соль 3-амино-1,24 триазола и ортофосфорной кислоты, специально синтезированный депрессор, при концентрации 40 мг/л проявляет еще большую селективность, чем лиозон и лифрин П. Апатиты переходят в пенный продукт на 75–80 %, а кальцит, флогопит и магнетиты остаются в камере на 60–90 %.

Ц-73-1 – иминобис (метилендифосфоновая) кислота, которая флотируемость апатитов при концентрации до 60 мг/л почти не меняет, а кальцита и особенно флогопита и магнетитов резко снижает.

В качестве активатора флотации фосфатов испытано ПАВ-нонилфенолполиэтилен гликоль эфир (Tergitol NP4). В присутствии олеата натрия ПАВ не оказывает влияния на краевой угол смачивания, но увеличивает извлечение чистого апатита даже в присутствии силиката натрия и ионов кальция. В опытах на рудной пульпе в присутствии

ПАВ извлечение P_2O_5 возрастает на 10–15 % при минимальном влиянии на качество концентрата [46]. Ниже приводятся данные практики флотации апатитовых руд.

Флотация апатита успешно осуществляется в щелочной среде, создаваемой содой с помощью жирно-кислотных собирателей и жидкого стекла.

В Бразилии [46] апатитовые руды на обогатительной фабрике после дробления и измельчения подвергаются двухстадиальному обесшламливанию с последующей флотацией в щелочной среде талловым маслом с депрессией карбонатов и магнетита крахмалом.

Известны результаты флотационной селекции апатита и кальцита из карбонатной руды при неблагоприятном соотношении минералов. Эффективное разделение получено при использовании солей тетраалкиламмония, обладающих значительно большей селективностью, чем соли аминов. Соли аминов неизбирательно сорбируются на обоих минералах в молекулярной форме, в то время как соли тетраалкиламмония закрепляются преимущественно на апатите в виде ионов.

Руды магматического происхождения (наиболее крупный апатитовосный комплекс Палабора в ЮАР, месторождение Якупиранга в Бразилии и Силиньярви в Финляндии) обогащаются флотацией [46].

В режиме флотации руд Палабора используется нонилфенилтетрагликолиевый эфир, являющийся депрессором карбонатов и диспергатором собирателя.

В Бразилии апатит отделяют от карбонатов и окислов железа с помощью каустического крахмала при $pH = 10$.

В Финляндии для селективной флотации апатита применяют азотсодержащий саркозин. 80 % всех фосфатно-карбонатных руд приходится на месторождения осадочного происхождения. Руды этого типа труднообогатимы вследствие аморфной и пористой структуры фосфата и тонкой вкрапленности минералов. Фосфатное вещество характеризуется пониженным содержанием P_2O_5 из-за аморфного ее замещения CO_3^{2-} и F^- ; Са может быть частично замещен Mg.

Для руд США, Турции, России, Марокко, Индии, Швеции, Франции предложена обратная флотация фосфатов. В качестве депрессоров фосфата используют фосфорную, дифосфоновую, серную, кремнефтористо-водородную кислоты, комплекс сульфата алюминия с янтарной кислотой, ханилизарин. Нашли применение селективные собиратели: эфиры фосфорной кислоты, соли алкиламинопропионовых кислот и амфотерные реагенты. Используют режим двухстадиального кондиционирования жирными кислотами при значениях $pH = 10$ (первая стадия) и

pH = 4 (вторая стадия) с последующей флотацией доломита при низких значениях pH.

Особый интерес представляют предложенные фирмой Сеса Prochimog (Франция) катионные собиратели, существенно упрощающие технологический процесс при обогащении фосфатно-карбонатных руд США. Особенность этих реагентов состоит в том, что они представляют собой смеси аминов с эстерами.

Заслуживают внимания и японские реагенты фирмы КАО Corporation, которая предлагает в цикле катионной флотации при обогащении фторидских руд эфирные амины и диамины, а также новые высокоизбирательные собиратели, представляющие собой амфотерные соединения типа N-алкилсаркоцианатов.

В качестве депрессоров фосфата при флотации карбонатных руд Флориды [46] предложены алкилфосфоновые кислоты (моноалкилфосфоновые, диалкилфосфоновые и оксиэтилированные дифосфоновые кислоты). Эти депрессоры используются совместно с жирнокислотным собирателем.

Предложен способ повышения селективности флотации магнийсодержащей фосфатно-карбонатной руды [46], использующий неорганические активаторы прямой флотации магнийсодержащих карбонатов: соду, гидроокись аммония, карбонат аммония, известь, углекислый газ. Расходы реагентов бывают следующие, кг/т: соды 0,45, гидроокиси аммония – 0,45, жирнокислотного собирателя – 1,1–1,6, кремнефтористоводородной кислоты – 0,4–0,6, катионного собирателя – 0,1–0,2. Получены концентраты с содержанием 28,4–32,0 % P_2O_5 и 0,37–0,5 % окиси магния при извлечении до 70 % P_2O_5 . Извлечение окиси магния в карбонатный продукт достигает 92 %.

Повысить селективность флотации апатита можно с помощью собирателей флотола 7,9, аспарала, азотсодержащих реагентов, оксиэтилированных аминов и др. [46].

Высокую селективность разделения апатита и карбонатов кальция и магния обеспечивает сочетание реагента-собирателя таллактама и солей лигносульфоновых кислот в присутствии соды и жидкого стекла. Для повышения эффективности флотации апатита из карбонатных руд предложена собирательная смесь таллактама с ИМ-50, таллактама с талловым маслом и керосином.

Установлено, что селективными собирателями апатита являются реагенты класса дифосфоновых кислот (ОАДФК) – флотола 7,9, флотола 10,13 и др. [46]. Изучена возможность применения N-алкил- и N-ациламинокарбоновых кислот при флотации различных типов фосфатных

руд . Показано, что N-ацилированные аминокислоты являются эффективными реагентами при обогащении апатит-карбонатных руд одного из месторождений Украины, Селигдарского, а также при флотации хвостов магнитного обогащения ковдорской руды. Предложены в качестве собирателя при обогащении апатит-карбонатно-силикатных руд моноэфиры алкил (алкенил) янтарных кислот и одноатомных алифатических спиртов.

Наибольший эффект достигается при использовании селективных депрессоров. Так, установлено, что апатит депрессируется фосфатом калия при всех значениях pH, а кальцит только в узком диапазоне в щелочной среде [46].

Для руд месторождения Сокли советскими исследователями разработана технология флотации апатита. Флотация апатита осуществлялась в присутствии жидкого стекла в щелочной среде собирательной смесью, состоящей из лёгкого мазута и различных реагентов, таких как алканоламиды, оксиэтилированные спирты, Enulsoqev S TH (ФРГ) и Flootore R 500 (Англия). Лучшие результаты получаются, когда флотация апатита осуществляется в нейтральной среде (pH = 7,2) с подачей в основную операцию жидкого стекла (300–400 г/т), талового масла (400 г/т), солярового масла (1500 г/т) и финского реагента Та-Урат (70 г/т). Возможно получение апатитового концентрата с содержанием 37,7 % P_2O_5 и 3,07 % ($Fe_2O_3 + Al_2O_3$) при извлечении 70–72 % P_2O_5 .

Лекция 17

План лекции: 1. Обогащение. Обжиг с последующим гашением [46 с 25-26]

2. Радиометрические методы обогащения [46 с26-27]

3. Схемы обогащения и фабрики [10 с 251-254, 46 с27-33]

4. Комплексное использование апатитовых руд [46 с33–45]

8.4.2. Обжиг с последующем гашением водой

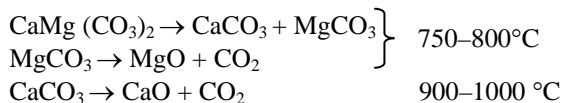
Этот способ используется для обогащения карбонатных руд с небольшим содержанием железа и кремния и интенсивно развивается в ряде стран.

Несмотря на то что это дорогостоящий процесс, для некоторых руд он вполне применим и экономичен. Например, руды, содержащие большое количество карбонатов и тонкую вкрапленность апатита, обычными методами обогащаются плохо, а обжиг с последующим гашением водой и отделением извести дает хорошие показатели [46].

При применении этого метода достигается расчленение фосфат-

ных агрегатов до размера мономинеральных зерен без тонкого измельчения.

Доломит и кальцит при обжиге разлагаются с выделением углекислоты, давая твердые продукты в виде извести (CaO) и периклаза (MgO):



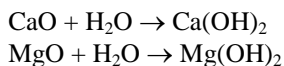
Диссоциация кальцита происходит при температуре 930–1000 °С, диссоциация карбонатов магния протекает при меньшей температуре (700–800 °С). Обжиг успешно проходит в шахтных печах, во вращающихся печах и в печах с кипящим слоем.

Реакция разложения карбоната является эндотермической и сопровождается потерей в весе обжигаемой руды. Потери при прокаливании в основном слагаются из выделяющейся при диссоциации карбонатов углекислоты. Эти потери включают испаряющуюся воду, выгорающую органику, серу и частично фтор.

Обожженный материал подвергается гашению, а известковое молоко удаляется декантацией и отмывкой свежей водой.

Гашение обожженной руды должно производиться в аппаратах, обеспечивающих сохранение постоянного теплового режима.

Гашение водой переводит окись кальция и магния в гидроокиси:



Обе реакции имеют экзотермический характер.

Гидроокиси кальция и магния мало растворимы в воде. Объемный вес портландита – Ca(OH)₂ значительно меньше объемного веса извести – CaO, т.е. при гашении увеличивается объем рудной массы. Благодаря силам, возникающим при этом, расщепляются агрегаты, состоящие из зерен апатита, извести и периклаза, и создаются благоприятные условия для выделения отдельных зерен полезного минерала, т.е. происходит раскрытие сростков.

Удельный вес портландита составляет 2,25, а апатита – 3,2 г/см³, поэтому их легко разделить дешламацией.

Операция обесшламливания наиболее эффективно происходит в гидроциклоне, т.к. частицы пустой породы, представляющие из себя известь, имеют размер порядка нескольких микрон. Благодаря разнице в удельном весе и крупности между зернами апатита и извести в слив гидроциклона можно выделить бедный по содержанию пятиокси фосфора

продукт.

8.4.3. Радиометрические методы обогащения

Вовлечение в переработку бедных руд требует изыскания способов их предварительного обогащения. Таковыми могут стать радиометрические методы обогащения.

В работе [46] показана перспективность использования для предварительного обогащения руд Ковдорского месторождения фотометрического, радиорезонансного, рентгенолюминесцентного методов и их комбинаций, а также рассмотрена возможность предварительного обогащения апатитовых руд Хибинских месторождений рентгенолюминесцентным методом.

Бедные апатитовые руды Ханинского рудного поля можно эффективно обогащать фотометрической сепарацией. Выделены светлоокрашенная (хвостовая) фракция, темноцветная (концентрат) и две промежуточные фракции.

8.4.4. Схемы обогащения и фабрики

Обогащение апатитовых руд чаще всего производится с применением флотации (рис. 8.1 - 8.2).

Для ряда апатитовых руд целесообразно предварительное обогащение радиометрическими методами. На рис. 8.2 приведена схема обогащения бедных апатитовых руд Ханинского рудного поля с использованием фотометрической сепарации.

Перспективными, но не достигшими еще достаточно широкого применения как у нас, так и за рубежом, являются схемы тяжелосреднего обогащения в сочетании с флотацией [46].

Широко распространены магнитно-флотационные схемы. Так, для апатитовой руды месторождения Сокли (Финляндия) разработана схема обогащения, включающая дезинтеграцию и глубокое обесшламливание руды, измельченной до 0,2 мм, магнитную сепарацию в слабом магнитном поле для выделения магнетита, отдельную флотацию немагнитной фракции и доизмельченных промежуточных продуктов контрольной и перечистных операций, доводку полученных флотационных концентратов в сильном магнитном поле.

Флотация осуществлялась в присутствии жидкого стекла в щелочной среде собирательной смесью, состоящей из легкого мазута и различных реагентов, таких как алконоламиды, оксиэтилированные

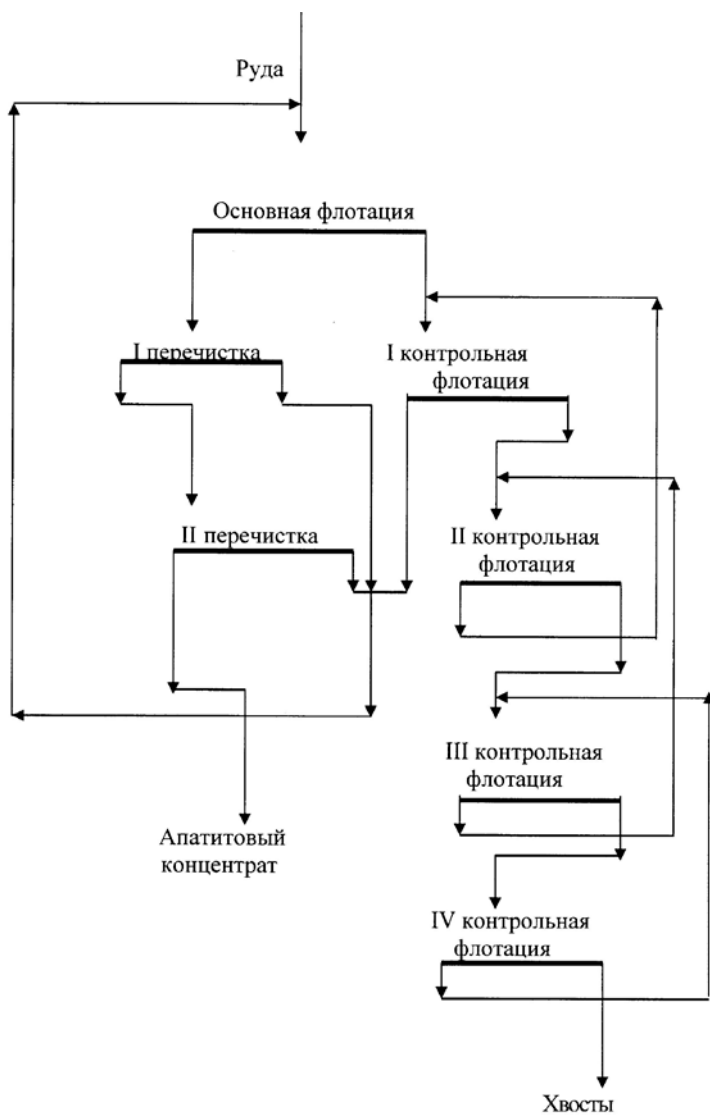


Рис. 8.1. Схема флотации ошурковской руды

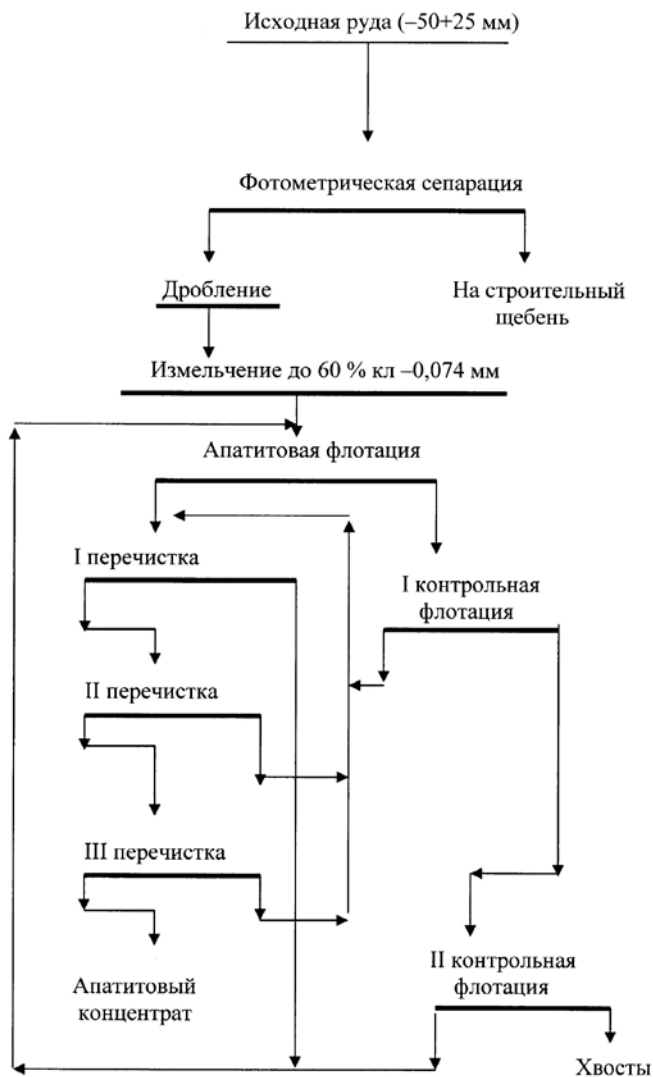


Рис 8.2. Схема обогащения руды с предварительной фотометрической сепарацией

спирты, Emulsogev S TH (ФРГ) и Flootore R 500 (Англия). Возможно получение концентрата с содержанием 37 % P_2O_5 и 3 % Fe_2O_3 при извлечении 66 % P_2O_5 . По магнитно-флотационным схемам обогащаются и руды месторождения Мо-У-Папа (Норвегия), руды, добываемые и перерабатываемые в северной части Швеции (Кируна, Мальмьерчет, Сваннобаара) компанией L KAB, а также нашего Ковдорского месторождения. Из исходной руды магнитной сепарацией извлекается магнетитовый концентрат. Из немагнитной фракции флотацией получают апатитовый концентрат.

В США из гематит-магнетит-апатитовой руды по комбинированной магнитно-флотационной схеме получают четыре концентрата: первоначально из исходной руды магнитной сепарацией – магнетитовый и последовательно флотацией – пиритный, апатитовый и гематитовый.

Обогащение руд месторождения Якупиранга ведется методом флотации, хвосты которой направляются на магнитную сепарацию. Немагнитная фракция используется для производства цемента.

В Уганде месторождение Сукулу содержит апатит-магнетитовые руды. Схема обогащения руды включает первичную промывку, магнитную сепарацию для отделения магнетита, обесшламливание и флотацию апатита. Готовый продукт содержит 40,5–41,5 % P_2O_5 и 0,7–1,2 % Fe_2O_3 .

В Родезии есть руды, имеющие примесь магнетита, которые обогащаются по магнитно-флотационной схеме. Для руды апатитового комплекса Палабора в ЮАР также применяется магнитно-флотационная технология обогащения, предусматривающая магнитную сепарацию для получения магнетитового концентрата и две стадии флотации для разделения медного и фосфатного концентрата.

8.4.5. Комплексное использование апатитовых руд

Часто апатитовые руды содержат, кроме апатитов, ряд ценных минералов, которые практически могут быть полностью использованы для различных производств.

Для структуры минерально-сырьевой базы бывшего СССР характерна узкая сырьевая специализация регионов, ориентированная на эксплуатацию крупных месторождений при низкой комплексности использования недр.

В современных условиях дезинтеграции страны вопросы устранения узкой сырьевой специализации регионов, повышения ресурсного потенциала по видам сырья, которое ранее ввозилось из других республик, приобретают особое значение.

Наиболее быстрый и малозатратный способ частичного, а иногда и полного решения этой проблемы – это повышение комплексности использования сырья отработываемых месторождений. Так, из Хибинских апатитовых руд можно помимо апатита извлекать *нефелин, сфен, эгирин и титаномагнетит*.

Нефелиновый концентрат, содержащий 29 % алюминия, 20 % окислов натрия и калия и 43 % кремнезема, является ценнейшим сырьем для получения алюминия, производства стекла, цемента, бесхлорных удобрений, кальцинированной соды. Почти все эти продукты получают в процессе производства главного компонента нефелина – алюминия. Для этой цели разработан и уже успешно применяется на ряде заводов метод спекания с попутным получением цемента и содопродуктов. Кольским филиалом АН СССР разработан также азотно-кислотный способ комплексной переработки нефелинового концентрата с одновременным получением глинозема, кальцинированной соды, поташа и кремнеземистого остатка, который может найти применение в производстве цемента, строительных материалов и др.

Сфеновый концентрат – это исходное сырье для получения двуокиси титана, себестоимость которой в данном случае может быть минимальной. Кроме того, этот концентрат может быть использован для производства нового стеклокерамического материала – ситалла и химически стойкого стекла.

В настоящее время достигнуты хорошие показатели переработки сфенового концентрата на титановые пигменты и наполнители.

Эгириновый концентрат может быть полезен как добавка при производстве керамических изделий, глазурей, стекловолокна, новых строительных материалов (пенокерамзита и др.).

Титаномагнетитовый концентрат, содержащий около 15 % TiO_2 , может быть переработан предварительным восстановлением и затем электроплавкой с получением чугуна и титанового шлака, пригодного для получения пигментной TiO_2 .

Возможны две схемы флотационного выделения нефелина из хвостов апатитовой флотации: обратная флотация (с переводом в пену при мешей и получением нефелинового концентрата в виде камерного продукта) и прямая флотация (с получением нефелинового концентрата в виде пенного продукта).

Хвосты апатитовой флотации после классификации и частичного обесшламливания флотируются в сильнощелочной среде ($\text{pH} = 12$), создаваемой едким натром. В качестве собирателя используют мыло сырого талового масла (МСТМ). Иногда к нему добавляют сульфатное мыло.

В хвостах обратной флотации концентрируется нефелин, разубоженный продуктами его разрушения и полевыми шпатами.

Близкая флотируемость минералов, содержащих в разных количествах алюминий, – нефелина, гидрослюда и полевого шпата – обусловила зависимость содержания глинозема в нефелиновом концентрате от отношения количества кислоторастворимого алюминия (содержащегося в нефелине) к общему количеству алюминия.

Кроме содержания полевых шпатов, получение нефелина обратной флотацией ухудшается при повышении крупности хвостов апатитовой флотации. Этим дополнительно осложняются условия ведения последней. Чем бедней хвосты апатитовой флотации по нефелину, тем тоньше они должны быть измельчены.

Определенный эффект достигается при дофлотации черного концентрата с переводом в пену нефелина. После активации нефелина ионами Ca^{2+} (при добавлении хлористого кальция в сильно щелочной среде – $\text{pH} > 11,0$), флотация осуществляется с помощью МСТМ. Здесь от нефелина отделяется значительная часть полевых шпатов.

Одним из наиболее перспективных способов выделения нефелина является его прямая флотация собирателем катионного типа при добавлении кремнефтористого натрия и небольшого времени его контакта с пульпой.

Разделить сфен и эгирин с помощью флотации очень трудно. Исследовательские работы, проведенные на предприятии «Апатит» Г.А. Головановым, А.Д. Масловым и др., показали, что удовлетворительные результаты разделения могут быть получены при оптимальном pH среды и применении определенных сочетаний реагентов-регуляторов. Селективной флотации сфена удастся достичь при использовании в качестве реагентов-регуляторов ($\text{pH} = 7-9$) уксусно-кислого свинца, кремнефтористого натрия или магния и сульфитно-целлюлозного щелока. При флотации в кислой среде ($\text{pH} = 2-2,5$) избирательно действуют алкилсульфат натрия и хлористый натрий. Удовлетворительно флотирует сфен от эгирина собиратель ИМ-50 в присутствии кремнефтористого натрия или магния. При этом получают сфеновый концентрат, содержащий 25–28 % TiO_2 при извлечении 85 %.

Был решен вопрос комплексного обогащения ийолит-уртитовых руд [38] (содержание P_2O_5 было меньше 1,5 %, а сфена – около 5 %). Причем, применение обычного реагентного режима с использованием МСТМ в щелочной среде при активации темноцветных минералов катионами кальция не позволило получить нефелиновый концентрат с содержанием глинозема 27,5 % из-за большого количества здесь эгирина

(более 40 %). Только предлагаемая технологическая схема с предварительным выделением апатита и использованием при обратной флотации нефелина сульфонатов в сочетании с МСТМ позволила получить качественные нефелиновый и сфеновый концентраты. Аналогичная технология проверена при комплексном обогащении текущих хвостов АНОФ-2. Результаты положительны.

Нами проведены исследования по комплексному использованию эгирин-apatитового типа руды и апатизированных ийолитов Маймеча-Котуйской провинции.

Эгирин-apatитовые руды представляют собой новый, ранее неизвестный, перспективный тип фосфатного сырья. В исследуемых эгиринитах содержится 8–32 % апатита, преобладающим нерудным минералом является моноклинный пироксен (58–62 %). Часть руд содержит еще до 28 % полевого шпата. Пироксен представлен эгирин-авгитом и эгиринном.

Апатитизированные ийолиты содержат до 40 % апатита, исследуемая проба – 6,4 % апатита. Преобладающими минералами являются нефелин (28–30 %), слюда (21–22 %) и пироксен (31–33 %). В обломках измененных ийолитов зерна апатита слегка замещаются франколитом. Основная масса пироксена представлена эгирин-диопсидом.

Особенности физических и физико-химических свойств поверхностей минералов эгирин-apatитового типа руд, а также тонкая вкрапленность апатита обусловили необходимость применения флотационного способа обогащения.

Удовлетворительное раскрытие зерен апатитовых эгиринитов происходит при измельчении до 50 % класса –0,074 мм. В качестве регулятора флотации принята сода, в качестве депрессора – жидкое стекло.

Испытаны такие собиратели, как мыло дистиллированного таллового масла, кубовые остатки спиртов, высшие жирные спирты, технические жирные кислоты. Последний оказался наиболее эффективным.

С целью повышения показателей основной флотации и эффективности перечисток исследовали действие оксиэтилированных алкифенолов (ОП-4) и оксиэтилированных синтетических спиртов (ОКС-1).

Применение ОП-4 и ОКС-1 в основной флотации резко снижает устойчивость флотационной пены, повышает ее минерализацию, а также увеличивает селективность процесса в основной и перечистных операциях и обеспечивает получение концентратов с содержанием 34–39,9 % P_2O_5 при извлечении 81–96 %.

Проведены исследования по замене токсичного и трудно биологически разлагаемого реагента ОП-4, используемого в цикле апатитовой флотации при обогащении апатито-нефелиновой руды. Показана эффек-

тивность его замены оксиэтилированными алкилфенолами типа Неонола с более высокой степенью оксиэтилирования [38]. Установлено их значительно большее диспергирующее действие по отношению к кальциевым мылам карбоновых кислот, что позволяет эффективнее флотировать апатит при повышенном содержании катиона кальция в пульпе. Рекомендуемые реагенты характеризуются более высокой биоразлагаемостью в сточных водах и водоемах, имеют меньшую стоимость. На АНОФ-2 ОАО «Апатит» были проведены сравнительные промышленные испытания ОП-4 и Неонола АФ 9-10 при флотации апатита в условиях 80 %-го водооборота. В результате была показана возможность получения равных технологических показателей при меньшем на 15–20 % расходе Неонола. Неонол АФ 9-10 был внедрен на ОАО «Апатит». Его использование повышает экономическую эффективность и экологическую безопасность апатитового производства.

Камерный продукт апатитовой флотации, в основном, представлен эгирин-авгитом и полевым шпатом. Выделение последних может быть осуществлено несколькими методами, в частности, магнитной сепарацией в сильном поле и флотацией.

Из исследуемых сульфонатов [16] наиболее флотоактивным оказался ВАС-1 с молекулярной массой 460. Несмотря на достаточную технологическую проработку процесса получения ВАС-1 и его апробацию при флотации апатито-нефелиновых руд, создание промышленного производства имело трудности из-за дефицитности исходного сырья, а также нахождения его за пределами России (Горловский химический завод, Украина). Совместное применение жирнокислотного собирателя и высокомолекулярных алкилбензолсульфонатов (ВАС-1, ПАБС) для флотации темноцветных минералов по предлагаемой технологии, включающей в себя доизмельчение крупной фракции хвостов апатитовой флотации и введение второй контрольной флотации апатита, позволяет повысить качество нефелинового концентрата более чем на 1% и получать коллективный концентрат темноцветных минералов с содержанием P_2O_5 не более 0,7 %.

Предложена схема комплексного извлечения полезных компонентов из апатитовых эгиринитов с нижеприведенным режимом при нижеследующем расходе реагентов, г/т:

Основная флотация апатита:

сода	200–500
жидкое стекло	200–1000
ОКС-1	100–160
ТЖК	200–600
Перечистая флотация апатита:	
I перечистка – ОКС-1	10
II перечистка – ОКС-1	10
Флотация слюды:	
сода	500
АНП-14	500
Флотация эгирина:	
NaOH	200
ТЖК	1000
керосин	500
Режим магнитной сепарации:	
сила тока, А	2,5

При этом получают апатитовый концентрат с содержанием 34–39,9 % P_2O_5 , 0,38–0,19 % Fe при извлечении 81–94 % P_2O_5 ; эгириновый – с содержанием эгирина 92–96 % при извлечении 68–86 % и полевошпатовый – с содержанием последнего 96 % при извлечении 91 %.

Апатитизированные ийолиты обогащались по гравитационно-флотационной схеме с целью полного и качественного выделения слюды. Крупная слюда из исходной руды извлекалась концентрацией на столах, мелкая – флотацией катионным реагентом АНП-14 из хвостов апатитовой флотации.

Апатит выделялся методом флотации из тяжелой фракции концентрационных столов, измельченной и объединенной с классом –0,3 мм от исходной руды. Использовались традиционные реагенты – сода, жидкое стекло, ТЖК, оптимальный расход которых, соответственно, составил – 500, 1000 и 600 г/т.

Флотация пироксена велась с применением соды (500 г/т), МДТМ (1000 г/т) и керосина (500 г/т). Камерный продукт пироксеновой флотации содержал 87–88 % нефелина (28,6 % Al_2O_3). Чтобы повысить содержание в нем Al_2O_3 до кондиционного 29 %, он обрабатывался гашеной известью (800 г/т CaO, pH = 11,7). Флотация велась без добавления собирателя.

В результате исследований была рекомендована гравитационно-

флотационная схема комплексного обогащения ийолитов месторождения Маган, позволяющая получать апатитовый концентрат с содержанием P_2O_5 36,7 %, Fe – 0,25 % при извлечении P_2O_5 87%; слюдяной – с содержанием слюды 93 % при извлечении 76 %; пироксеновой – с содержанием пироксена 95 % при извлечении 99 %; нефелиновой – с содержанием Al_2O_3 29,8 % при извлечении Al_2O_3 49 % (нефелина 70 %).

Таким образом, из апатитовых руд Маймеча-Котуйской провинции можно получить апатитовый, нефелиновый, эгириновый, слюдяной и полевошпатовый концентраты. Области использования апатитового, нефелинового и эгиринового концентрата описаны в начале этого параграфа.

Слюдяной концентрат может найти применение в строительстве, резиновой и электронной промышленности, в радиотехнике и электронике.

Полевошпатовый концентрат соответствует ГОСТу для изготовления изделий из темногоцветного стекла.

Помимо рассмотренных выше минералов в апатитовых рудах могут содержаться довольно редкие из них. Например, в рудах Чукотского месторождения кроме фосфатных и железосодержащих минералов присутствуют в значительных количествах флоренсит, гоацит, моноцит и пироксид.

Разработанная схема (рис. 8.3) позволяет получать фосфатный, черновой ниобиевый концентраты и редкометалльный продукт.

Разработанные схемы можно упростить, используя флотационные колонны [39].

Флотационная колонна обеспечивает эффективную перемешку концентрата основной флотации в одну операцию вместо трех по существующей технологии. В колонной флотомашине создаются благоприятные условия для флотации крупных зерен апатита, что приводит к снижению его потерь с крупными классами. Энергетические затраты при эксплуатации колонных флотомашин будут существенно ниже по сравнению с механическими и пневмомеханическими флотомашинами. В заключении отмечено, что по результатам испытаний фирмой изготовителем СРТ (Канада) рассчитаны параметры промышленных колонных флотомашин и гарантирован рост извлечения P_2O_5 на 1 %.

Проведенные исследования, описанные в работе [46], позволяют сделать следующие выводы: основная масса складываемых пород не претерпевает изменений минерального состава и может рассматриваться как источник сырья отсроченного пользования; для промстоков хвостохранилище играет роль фильтра, задерживающего до 98 % взвесей; основным фактором загрязнения окружающей среды является ветровая эрозия дневной поверхности хвостохранилища.



Рис. 8.3. Принципиальная схема обогащения фосфатно-редкометалльной руды Чуктуконского месторождения

9. ТЕХНОЛОГИЯ ФОСФОРИТОВ

Лекция 18

- План лекции: 1. Характеристика руд и месторождений [10 с 254-255, 46 с 46-49]
2. Технические требования к рудам и концентратам [46 с 49-51]
3. Промывка и избирательное дробление [10 с 259-260, 46 с 51-57]
4. Радиометрическая сепарация [46 с 57-58]

Фосфориты представляют собой осадочную горную породу, состоящую из различных минералов (кварца, глауконита, кальцита, доломита и др.) и фосфата. Фосфатное вещество фосфорита состоит из высокодисперсного фторапатита или минералов, близких к нему. Встречающиеся незначительные колебания параметров апатитовой решетки фосфатного вещества фосфоритов, показателей преломления, удельных весов и других свойств зависят, вероятно, от тех или иных изоморфных замещений в решетке апатита.

Фосфатное вещество фосфоритов чаще всего встречается в виде так называемой аморфной разновидности и в значительно меньшей степени в виде окристаллизованной. У аморфного или коллоидного фосфата при микроскопическом исследовании шлифов поляризация не заметна или выражена очень слабо (кристаллики меньше одного микрона). Кроме фосфатов, в фосфоритах присутствует кварц, халцедон, кальцит, доломит, глауконит и другие минералы, а также органическое вещество.

Окраска фосфоритов неопределенная. Встречаются фосфориты желтоватые с коричневым оттенком, бурые с зеленоватым оттенком и серые разнообразных оттенков – светлых и темных. Цвет фосфоритов в основном зависит от сопутствующих примесей: органическое вещество придает им темный цвет, железо окисное – бурый тон, железо закисное – зеленоватый цвет, примесь марганца вызывает черную окраску (особенно на поверхности фосфорита), примесь глауконита – зеленоватый оттенок и т.д.

Удельный вес фосфоритов равен $2,8\text{--}3,0 \text{ г/см}^3$. Твердость по шкале Мооса составляет от 2 до 4.

Фосфор входит в состав целого ряда других минералов. Большинство из них, однако, встречается в природе очень редко и не имеет поэтому промышленного значения.

По данным Г.Берга, относительное распространение разных фосфатов в земной коре (в %) следующее: апатит и фосфорит – 95; амблиго-

нит, вивианит – 3; монацит – 1; вавеллит, варисцит, пироморфит, краурит, триплит – 0,5; остальные фосфаты – 0,5.

9.1. Характеристика руд и месторождений фосфоритов

Фосфориты – это породы экзогенного происхождения, связанные с геологическими процессами, протекающими в поверхностных частях земли, которые в данном случае приурочены, главным образом, к морским отложениям.

Встречаются также месторождения, обязанные своим происхождением вторичным процессам, протекающим в континентальных условиях. Наконец, известны фосфоритные залежи, в которых под влиянием высокой температуры и давления все минералы, в том числе и фосфатные, претерпели глубокие изменения. Это так называемые метаморфизованные месторождения.

Классификация фосфоритных месторождений, предложенная Б.М. Гиммельфарбом, охватывает основные наиболее типичные месторождения фосфоритов.

Классификация делит фосфоритовые месторождения на три типа: два основных типа месторождений осадочных фосфоритов – платформенные и геосинклинальные и третий тип – месторождения метаморфогенных фосфоритов.

Каждый из первых двух типов месторождений подразделяется по крупности фосфоритоносных компонентов на три подтипа: месторождения желваковых, зернистых и ракушечных, пластовых (микрозернистых) фосфоритов.

Месторождения желваковых фосфоритов представляют собой горную породу, в которой находятся, с различной степенью концентрации, отдельные конкреции (желваки) фосфоритов. Вмещающей породой служат песок, глина, мел, известняк, фосфоритная плита, фосфоритный конгломерат и др. Желваки имеют неправильную форму, обычно неровную, бугристую поверхность темно-серого или бурого цвета. Они бывают разного размера: от 0,5 до 35 см, но чаще всего встречаются довольно крупные – до 5–10 см.

Желваки состоят из различных нефосфатных минералов (кварца, глинистых минералов, глауконита и др.), сцементированных фосфатным веществом в плотную конкрецию. В ряде случаев отдельные желваки скрепляются обычно фосфатно-карбонатным, иногда железистым цементом в один сплошной слой, называемый фосфоритной плитой. Мощность про-

дуктивных фосфоритоносных слоев обычно составляет 0,25–0,75 м, редко превышает 1,0 м.

В зависимости от состава и размера минеральных компонентов выделяются следующие литологические разновидности фосфоритных желваков.

Сферолитовые желваки, отличающиеся кристаллической структурой и состоящие почти целиком из радиально-лучистого фосфата. Вследствие незначительных примесей посторонних минералов желваки отличаются высоким качеством и содержат до 35 % и более P_2O_5 (Подольские месторождения).

Глинистые, характеризующиеся весьма мелкими размерами минеральных компонентов (около 0,05 мм) и преобладанием фосфатной массы над другими минеральными компонентами. Содержание P_2O_5 в желваках равно 24–29 %, SiO_2 – 10–15 % и менее (месторождения Вятско-Камское, Чувашское, нижние горизонты Егорьевского и др.).

Глауконитовые, отличающиеся большим количеством глауконитовых зерен, что обуславливает наличие в этих фосфоритах большого количества полутонких окислов (4–12 % $Fe_2O_3 + Al_2O_3$). Содержание P_2O_5 в желваках обычно равно 18–24 % (верхние горизонты Егорьевского месторождения и др.).

Песчанистые желваки характеризуются обилием нефосфатных минералов, часто преобладающих над фосфатным цементом и представленных обычно терригенным кварцем, зерна которого гораздо крупнее, чем у других разновидностей (в среднем – 0,3 мм). Содержание P_2O_5 в желваках равно 12–18 %; SiO_2 – 30–50 % (месторождения Щигровское, Трухачевское и другие в Курской области, Полпинское в Брянской области, Слободско-Которецкое и другие в Калужской области, Сожское в Смоленской области, месторождения Актюбинской области и др.).

Месторождения зернистых и ракушечных фосфоритов. Зернистые фосфориты представляют собой породу, содержащую те или иные количества мелких, различных простым глазом зерен фосфорита (0,5–0,7; реже 1,0–1,2 мм), сцементированных глинисто-железистым или карбонатным цементом. Зерна фосфорита имеют темно-коричневый цвет различных оттенков. В зависимости от количества и характера цемента порода может быть или фосфоритным песчаником, или фосфатизированным известняком, или мелом и пр.

Иногда цементация в ней очень слабо выражена или отсутствует, в этом случае порода представляет собой фосфоритный песок. Мощность пластов обычно колеблется от нескольких десятков сантиметров до 1–2 м (Каратагское месторождение в Таджикистане).

Ракушечные фосфориты представляют собой слои песчано-

алевритовых пород, вмещающих фосфатизированные ракушки. По своему генезису это органогенные фосфориты. Раковины встречаются преимущественно в виде обломков. Размер целых раковин обычно не превышает 10 мм в поперечнике, а обломки их так же, как и зерна обломочного материала вмещающей песчаной породы, – от 0,1 до 1,0 мм. Цвет раковин различен: черный, коричневый, серый различных оттенков до почти белого. Мощность продуктивных слоев ракушечных фосфоритов составляет 0,5–4,0 м (месторождения в Эстонии и Ленинградской области).

Пластовые месторождения фосфоритов залегают в виде мощных пластов сплошной породы, в которой невооруженным глазом нельзя различить фосфатные и нефосфатные минералы. Порода целиком фосфатизирована. Обычно она состоит из мельчайших (чаще всего от 0,01 до 0,1 мм) оолитов или микроскопических зёрен чистого фосфатного вещества, сцементированных также фосфатно-карбонатным и фосфатно-кремнистым веществом. Мощность пластов бывает от десятков сантиметров до 10–15 м. Большая часть месторождений пластовых фосфоритов связана с геосинклиналями. К ним относятся большинство месторождений бассейна Каратау, фосфоритоносные районы в Скалистых горах США и др. К пластовым платформенным месторождениям фосфоритов относятся месторождения в бассейне реки Хопер, месторождения Теннесси, Флориды в США, Египта.

Метаморфогенные фосфориты образуются на контакте осадочных фосфоритов с интрузивными породами. Под влиянием контактового метаморфизма фосфатная порода претерпевает глубокие изменения, происходит перекристаллизация фосфатного вещества до раскристаллизованного апатита. Метаморфизм в основном проявляется среди фосфоритов геосинклинальных отложений (некоторые месторождения бассейна Каратау, в частности эксплуатируемое Чулак-Тау, апатитоносные кварцево-диопсидовые породы Слюдянки в Прибайкалье и др.).

Фосфоритам могут сопутствовать соединения урана, ванадия, циркония и редких земель, которые иногда целесообразно извлекать.

В России фосфориты были открыты академиком В.Севергиным на Урале в 1798 г. В 1932 г. П.Языков нашел фосфориты среди меловых отложений Поволжья. Фосфориты издавна были известны в Брянской, Курской, Воронежской и соседних областях под названием «курский самород», который тогда принимали за железистый песчаник. На протяжении многих столетий его разрабатывали и применяли в качестве строительного камня для кладки фундаментов зданий, для мощения улиц, тротуаров и покрытия шоссе. Еще и теперь можно видеть этот камень на улицах и тротуарах Курска, Дмитровска и других близлежащих городов.

«Курский самород» был описан в 1787 г. В.Зуевым, а в 1845 г. А.Ходнев химическими анализами доказал, что «курский самород» является фосфоритом. В 1935 г. в горах Каратау (Казахстан), Подолии были открыты огромные залежи фосфоритов.

9.2. Технические требования к фосфоритовым рудам и концентратам

При переработке природных фосфоритов важнейшим качественным показателем является содержание в них фосфатного вещества, выраженное в процентах P_2O_5 . В различных фосфоритовых рудах содержание P_2O_5 значительно меняется.

В зависимости от целевого назначения большую роль играет содержание в руде некоторых примесей. Так, наличие в руде полуторных окислов, карбонатов и особенно окиси магния оказывает вредное влияние при дальнейшей переработке руды или концентрата.

В некоторых случаях имеет значение процентное содержание двуокиси кремния. Технические требования, приведенные в табл. 9.1, 9.2, относятся к рудам и концентратам.

Известно, что для электровозгонки фосфора имеет значение соотношение в шихте суммы окислов $(SiO_2 + Al_2O_3)/(CaO + MgO)$, называемое модулем кислотности, который должен находиться в пределах 0,8–1,0. Если он ниже, то в шихту добавляют кварцит или другой фосфат с высоким содержанием двуокиси кремния.

Таблица 9.1

Технические требования к фосфоритовым рудам и концентратам

Показатель	Фосфаты, применяемые для производства				
	фосфоритовой муки		суперфосфата		желтого фосфата
	1-й сорт	2-й сорт	усваемая Р ₂ О ₅		
			18 %	1 5 %	
Содержание Р ₂ О ₅ , %, не менее	25	22	32–33	28–29	23–25
$\frac{\%Mg}{\%P_2O_5} \cdot 100$, не более	Не нормируется		7–8	7–8	Не нор- мируется
$\frac{\%Fe_2O_3}{\%P_2O_5} \cdot 100$, не более	Не нормируется		8	9	Не нор- мируется
Содержание Fe ₂ O ₃ , %, не более	Не нормируется				2,5 – 3,0
Содержание влаги, %, не более	3	3	3–15	3–15	3

Мелочь меньше 10 мм по весу, %, не более	Не нормируется			5
Остаток на сите 0,18 мм, %, не более	20	20		Не нормируется
Размер наибольших кусков, мм	Не нормируется			50

Таблица 9.2

Технические требования к фосфоритной муке
по ГОСТ 5716-74 (статус: действующий)

Наименование показателя	Норма			
	А ОКП 2183100010	Б ОКП 2183100020	В ОКП 2183100030	С ОКП 2183100040
Массовая доля фосфатов в пересчете на P_2O_5 в сухом веществе, %	29±1	26±1	23±1	20±1
Массовая доля воды, %, не более	1,5	1,5	1,5	1,5
Гранулометрический состав, характеризуемый массовой долей класса 0,18 мм на сите с сеткой N 018K (ГОСТ 6613-86), %, не более	10	10	10	10

Примечания: 1. Допускается превышение верхнего предела содержания нормы фосфатов в пересчете на массовую долю P_2O_5 , %.

2. Допускается для фосфоритной муки Чилисайского месторождения массовая доля фосфатов в пересчете на P_2O_5 в сухом веществе не менее 17 %.

Необходимость поддержания в шихте оптимального соотношения суммы окислов $(SiO_2 + Al_2O_3)/(CaO + MgO)$ вызвана тем, что при этом снижается температура реакции и возрастает ее скорость. Шлаки обладают нормальной вязкостью и не вызывают затруднения при удалении их из печи.

Согласно временным техническим условиям, разработанным на фосфориты Кара-Тау для электротермической переработки на желтый фосфор, они должны удовлетворять требованиям по фосфоркремниевому (ФК) и универсальному комплексному показателю (УКП):

$$ФК = 4,0 \cdot P_2O_5 + 1,1 \cdot (SiO_2 + Al_2O_3) \geq 100$$

$$УКП = 3,7 \cdot P_2O_5 + 1,1 \cdot (SiO_2 + Al_2O_3) - 3,5 \cdot (Fe_2O_3 - 2,5) \geq 100.$$

Кроме того, вводится показатель – фосфатное число (ФЧ):

$$\Phi\text{Ч} = \frac{100P}{100 + 0,09aO} \frac{Q}{MgO} \frac{5}{(SiO_2 + O_2)_3} \geq 18 \, \%.$$

9.3. Обогащение фосфоритов

В настоящее время в мировой практике обогащения фосфоритовых руд доминирующими являются три способа: классификация, флотация и обжиг. Все три способа обогащения фосфоритовых руд имеют широкое распространение и в настоящее время нельзя сказать, что какой-либо из них вытесняет другие, все они непрерывно развиваются.

Реже применяются другие методы обогащения (разделение в тяжелых средах, флотогравитация, электростатическая сепарация, магнитная сепарация, химическое обогащение, радиометрические методы). В ряде случаев используются комбинированные способы обогащения.

В фосфоритовых рудах часто пятиокись фосфора распределяется по классам крупности исходной руды неравномерно и концентрируется или в крупных, или в мелких классах. Поэтому первичное обогащение фосфоритов обычно включает промывку, грохочение и классификацию, которые позволяют выделить концентраты различной крупности.

9.3.1. Промывка, классификация и избирательное дробление

Несмотря на кажущуюся простоту и даже примитивность процесса промывки, сделать его достаточно эффективным нелегко по следующей причине.

Во-первых, промывка должна удовлетворять довольно противоречивым требованиям: она должна достаточно полно отделять дисперсный материал от кускового при минимальном истирании последнего. Невыполнение первого требования ведет к ухудшению качества мытого продукта (концентрата), второго – к потерям фосфата с тонкодисперсным материалом. Промывка фосфоритных руд осложняется тем, что поверхность крупных зерен имеет много впадин, заполненных отмываемым материалом. Извлечение его при трении зерен друг о друга и о детали промывочных аппаратов затруднительно.

Другим фактором, определяющим эффективность отмывки фосфоритовых руд от примесей, является так называемая промывистость

руд, зависящая от пластичности и липкости дисперсного материала. Если он представлен глинами, имеющими высокую пластичность (разность влажностей глины при верхнем пределе текучести, когда она растекается по плоскости, и при нижнем пределе текучести, когда глина при давлении рассыпается), то отмывка происходит с трудом. Зернистые глауконитовые пески отмываются легче.

Для промывки фосфоритовых руд применяются в различных сочетаниях аппараты трех типов: *бутары* и *скрубберы*, *корытные мойки* и *классификаторы* (спиральные или в виде промывочных башен). Бутары представляют собой горизонтально расположенные (с небольшим наклоном) вращающиеся барабаны. С одного конца в них подаются руда и вода. Бутары похожи на барабанные грохоты и отличаются от последних наличием приспособлений для более интенсивного механического и гидравлического воздействия на руду. На внутренней поверхности бутар установлены продольные угольники или пластины для лучшего разрыхления руды и увеличения времени ее пребывания в бутаре. Вода подается в барабан под давлением через трубу с насадками. Мелкий материал выходит через перфорированную часть барабана. Расход воды составляет 1–6 м³ на 1 т руды.

Скрубберы отличаются от бутар тем, что их барабаны не имеют отверстий; на торцах находятся стенки с горловинами. Руда подается с одного конца барабана и выходит с другого. Наличие кольцевых бортов обуславливает сохранение в бутаре довольно глубокого слоя пульпы и поэтому руда все время находится в водной среде. В горизонтально установленных скрубберах внутри на стенках находятся дезинтегрирующие и перемешивающие устройства. Они расположены по спирали, что обеспечивает продвижение материала к разгрузочному концу. Вода подается в скруббер под давлением и выходит вместе с рудой. Отделение шламов производится в других аппаратах. Иногда для этой цели на концах скруббера устанавливается короткая коническая или цилиндрическая бутара с перфорированными стенками.

Применяются также лопастные корытные мойки, состоящие из наклонного корыта, по продольной оси которого расположены два вращающихся навстречу друг другу вала с насаженными на них под углом 30–45° лопастями, благодаря чему достигается передвижение материала к верхнему разгрузочному концу корыта с одновременной его дезинтеграцией. Корыто на 2/3 длины заполнено водой. Шламы удаляются через сливной порог. Лопастные корытные мойки принимают материал не крупнее 75–100 мм и значительно истирают крупные куски.

В последнее время на фосфоритовых установках применяются

крупные лопастные корытные мойки.

Для отделения тонких шламов чаще всего применяют обычные спиральные классификаторы. Но встречаются также и мало известные в обогащательной практике гидравлические классифицирующие устройства типа промывочной башни.

Поскольку при промывке руды требуется осуществление оттирки тонких глинистых примесей в щадящих крупных куски условиях, то применяется несколько последовательных операций. Схема моечного комплекса на Егорьевском руднике приведена на рис. 9.1. Но и при такой трехстадиальной схеме промывки и классификации конечные показатели работы комплекса не вполне удовлетворительны. В объединенном концентрате присутствует 2–5 % класса 0,5 мм с содержанием P_2O_5 8–10 %, что снижает содержание P_2O_5 в мытом продукте до 19–20 %. В сливе классификатора находится до 7–10 % частиц крупнее 0,5 мм, содержащих 18–19 % P_2O_5 .

По данным практики обогащения фосфоритов различных месторождений [17,46] можно судить о том, что промывка и классификация позволяют выделить из руды готовый концентрат или отвальные хвосты. Сухая классификация применяется лишь в тех случаях, когда пустая порода содержит не более 2–3 % глины, а содержание влаги в ней составляет не более 3–5 %. Мокрое грохочение, особенно в сочетании с промывкой, всегда эффективнее сухого.

Дезинтеграция и мокрое грохочение фосфоритов Маардуского месторождения с последующим обесшламливанием класса –5+0 мм и грохочением класса –5+0,044 мм позволили выделить 12,4 % отвальных хвостов и 9,7 % концентрата с содержанием 27 % P_2O_5 при извлечении 43,4 % от хвостов (6,4 % от руды).

Установлена возможность применения для предварительного обогащения фосфоритовых руд с целью удаления тонких классов грохочения либо грохочения с одновременной сухой дезинтеграцией и воздушной классификацией [17].

На большинстве предприятий США основным видом обогащения фосфоритов является промывка руды. Так, на фабрике Mountpleesent после тщательной трехкратной промывки в корытных мойках и барабанном грохоте крупные классы (+4,9 мм) представляют собой готовый продукт. Мелкие классы после отстойников подвергаются промывке в классификаторе и корытной мойке, а затем дополнительно очищаются в скруббере. Концентрат после промывки содержит 32–34 % P_2O_5 .



Рис. 9.1. Схема промывки руды на рудомойке № 1
Егорьевского рудника

В связи с тропическими климатическими условиями, господствующими в Бразилии, минеральное сырье в стране подвергается сильному воздействию атмосферных факторов. Поэтому даже в апатитовых рудах содержится много мелочи и пыли. В связи с этим обогащение осуществляется путем разделения рыхлой аллювиальной руды по крупности промывкой мелочи в механических классификаторах с отделением тонких шламов. Так, из апатитовых руд месторождения Якупиранга после удаления тонких шламов промывкой и последующей магнитной сепарацией отмытых песков получается апатитовый концентрат с содержанием 38 % P_2O_5 и 2,5 % Fe_2O_3 .

В странах Африки для фосфоритовых и апатитовых руд также применяют схемы обогащения, включающие простые методы обогащения (дробление, классификацию, промывку), и только для повышения качества концентратов используют обжиг, флотацию, магнитную сепарацию.

При обогащении иорданских фосфоритов применяют гибкие, легко изменяющиеся схемы, которые в зависимости от типа и физических свойств фосфоритов могут включать дробление, грохочение, промывку, обесшламливание в гидроциклонах, фильтрацию и сушку. Так, если со-

держание P_2O_5 в руде 32–33 %, то обычно используют только сухое дробление, грохочение с промывкой и сушку.

Развиваются и усложняются схемы и аппараты для промывки руд. Для удаления глинистых примесей и очистки поверхности фосфатных частиц широко применяются специальные промывочные и оттирочные машины и скрубберы. В схемах предусматривается двух- и трехстадийное обесшламливание. Промывка применяется не только для удаления глинистых примесей, но и для удаления растворимых солей (например, хлоридов). Исследуются и непрерывно совершенствуются методы сухой классификации. Так, для фторидских руд предложен способ сухого обогащения, основанный на использовании воздуха, движущегося со сверхзвуковыми скоростями.

Применяют обогащение избирательной окаткой[46], основанное, например, на различии между твердостью кварца и фосфатной ракушки. Окатка обычно производится стальными шарами. Для наибольшей эффективности необходимо сделать следующее:

- исключить ударное и обесшечить истирающее действие шара путем подбора числа оборотов окаточного барабана;
- подобрать вес единичного шара с учетом физических свойств минералогических компонентов окатываемой руды и ее крупности;
- поддерживать отношение объема шаров к объему руды, равное 1.

По этой технологии обогащаются руды месторождения Орон и Махтеш в Израиле и месторождений Сирии. Руда сушится, подвергается селективному дроблению и грохочению. Получаемый готовый продукт содержит от 28 до 32,5 % P_2O_5 в зависимости от качества руды и условий дробления и грохочения.

9.3.2. Радиометрическая сепарация

В настоящее время в практике переработки минерального сырья находят широкое применение радиометрические методы обогащения [47], которые позволяют решить сложные технологические задачи. Этими методами можно обогащать руды, начиная с крупности –260 (300) мм. На стадии крупного и среднего дробления руды представляется возможным выделять отвальные крупнокусковые хвосты, получать готовые концентраты, делить руду на технологические типы, а также усреднять и кондиционировать руды по содержанию компонентов. В арсенале радиометрии имеется более 20 различных по своей физической основе методов (от гамма-излучений до радиоволн), из которых для каждой руды может быть подобран наиболее эффективный. Изучение обогати-

мости горно-химического сырья показало, что радиометрической сепарацией можно удалить от 20 до 50 % отвального продукта и в 1,3–1,9 раза повысить содержание ценных компонентов, поступающих на обогащение.

В результате исследований рентгенолюминесцентных характеристик полезных и сопутствующих минералов фосфатных руд месторождений Тьесай, Джанатас и Бурэнхан, показано, что рентгенолюминесцентная сепарация является эффективным средством удаления из фосфатных руд доломитов, содержащих одну из вредных для последующей химической переработки примесей – оксид магния.

Наиболее универсальным и экономичным методом радиометрического обогащения дешевых видов сырья является фотометрическая сепарация. Она основана на различной способности минералов отражать свет, что, как известно, обуславливает цвет и блеск минералов.

Фотометрическая сепарация фосфоритовой руды Белкинского месторождения на фотометрическом сепараторе «Сортекс-711» позволила из проб бедной руды выделить до 40 % фракции, обедненной по полезному компоненту ($P_2O_5 = 1,4\text{--}1,8\%$). При этом качество руды повысилось в 1,5 раза при извлечении P_2O_5 82 %. Из пробы рядовой руды выделено 20 % обедненной крупнокусковой фракции, в основном в виде карбонатов. Качество руды повысилось до 10 % при извлечении 90 %, снизилось соотношение P_2O_5 и MgO .

Для обогащения фосфоритовых руд Белкинского месторождения доказана принципиальная возможность применения фотометрического метода. При этом представляется возможным решение нескольких технологических задач: за счет вывода в голову процесса части крупнокусковых карбонатов сократить объем хвостов обжиговой технологии, перевести часть руды из некондиционной по содержанию полезного компонента в кондиционную.

Установлена возможность разделения крупных кусков фосфоритовой руды Каратау фотометрическим методом [46]. Нами проведена фотометрическая сепарация класса (–150+25) мм от исходной руды Обладжанского месторождения на сепараторе «Сортекс-711».

Как видно из данных табл. 9.3, фотометрическая сепарация в совокупности со свойством руды селективного распределения P_2O_5 по классам крупности дает возможность получить высококачественный концентрат, содержащий 36,7 % P_2O_5 при извлечении 77 % при крупности –150 мм.

Дообогащение промпродукта сепарации позволяет повысить извлечение в концентрат.

Таблица 9.3

Сводные показатели фотометрической сепарации фосфоритов Обладжанского месторождения

Продукт	Выход, %	Содержание P_2O_5 , %	Извлечение, %
Концентрат –150+25 мм	51,4	36,7	77
Промпродукт –150+25 мм	9,2	23,3	8,8
Хвосты –150+25 мм	8,9	4,9	1,8
Отсев –25+0 мм	30,5	10	12,4
Исходная руда	100	24,5	100

Применение обжига с последующим гашением для его обогащения позволяет получить из него концентрат с содержанием 35,06 % P_2O_5 при извлечении 93,2 % от операции, в результате чего извлечение в общий концентрат увеличивается на 11,4 % от исходной руды.

Класс (–25+0) мм может также рассматриваться как резерв для увеличения извлечения P_2O_5 путем переработки его другими методами.

Лекция 19

План лекции: 1. Флотация фосфоритов [46 с 58-75]
 2. Обжиг [46 с 76-80]
 3. Электрическая сепарация [46 с 81- 83]
 4. Гравитация [46 с 84-86]
 5. Схемы флотации и фабрики [10 с 259-265, 46 с 87-105]

9.3.3. Флотация

Первый патент на обогащение флотацией был получен в 1925 г. Затем появились сообщения о флотации эстонских фосфоритов и руд Флориды. Позднее флотация стала использоваться при обогащении фосфоритовых руд США, Бразилии, Египта, Африки, Уганды, Израиля, ЮАР, Индии, МНР, Финляндии.

Обогащение флотацией осложняется следующими причинами:

1. Они обладают высокой дисперсностью фосфата, содержащегося в зернах, подлежащих разделению.
2. Часто приходится разделять зерна с большим и меньшим количеством фосфата, обладающие близкими флотационными свойствами.
3. В ряде случаев в руде присутствуют карбонаты кальция и магния, обладающие флотиремостью, близкой к флотиремости фосфоритов.

4. Некоторые руды содержат значительное количество гидроокислов железа и других полуторных окислов, которые не только уменьшают разницу во флотируемости разделяемых частиц, но и, переходя в концентрат, ухудшают его технологические свойства. Кроме того, измельчение руд и присутствие в них глинистых примесей обуславливают получение большого количества тонких шламов, резко ухудшающих флотацию; фосфоритные концентраты не могут быть слишком дорогими, и применяемые при их получении реагенты должны быть дешевыми. По той же причине нежелательно применение сложных схем флотации. В области флотационного обогащения фосфоритовых руд проведено много исследований. Ряд из них представляет непосредственный интерес для флотации многих других несulfидных руд.

Основным вопросом флотации фосфоритных руд является реагентный режим: вид, расход и сочетание применяемых реагентов. В определенных случаях этот режим тесно связан со схемами флотации и применяемыми флотационными аппаратами.

Для флотации фосфоритов применяют реагенты, обычные для флотации других несulfидных руд. В качестве собирателей используют различные поверхностно-активные вещества с солидофильной полярной группой (т.е. группой, способной взаимодействовать с поверхностью определенных минеральных частиц). Обычно эти вещества являются многокомпонентными техническими продуктами, дешевыми и малodeфицитными. Почти всегда данные реагенты применяются в сочетании с малорастворимыми в воде углеводородами («аполярными» собирателями). Поскольку поверхностно-активные собиратели обладают значительными пенообразующими свойствами, реагенты-пенообразователи при флотации фосфоритовых руд не применяют. Здесь, наоборот, актуально не столько увеличение пенообразования, сколько получение высокоминерализованной относительно легко разрушающейся пены.

Ввиду близости флотационных свойств разделяемых минералов, особенно характерной для флотации фосфоритовых руд, приходится применять реагенты-регуляторы. Они необходимы также для снижения отрицательного влияния на флотацию тонкодисперсных шламов.

Эффективными собирателями являются олеиновая кислота, КОС, МДТМ, ТЖК. Большинство испытанных собирателей в меньшей степени (на 20–40 %) флотируют гидрогетит, чем доломит и фосфат. Однако это недостаточно для селективной флотации. Кроме того, фосфат и доломит этими собирателями флотируются одинаково, за исключением МДТМ, КОС, которые при некоторых расходах эффективнее (на 15–20 %) флотируют доломит, чем фосфат. Несколько селективнее действуют

катионные реагенты (ИМ-11 и АНП-14). Они хорошо флотируют фосфат и хуже – доломит и гидрогетит. Извлечение фосфата составило 84–87 %, доломита – 43–47 %, гидрогетита – 13–19 %, но с фосфатом флотируется кварц, который в исследуемом рудном комплексе является основным породообразующим минералом.

Высокие показатели флотации по избирательному извлечению в концентрат полезных минералов связаны для большинства руд с необходимостью вести процесс при определенном, часто довольно узком диапазоне pH пульпы.

Изучению влияния pH среды на флотируемость минералов посвящено много работ. Однако исследователи по-разному оценивают действие водородных и гидроксильных ионов при флотации.

Одни считают, что щелочи могут осаждать катионы, играющие в отдельных случаях активирующую роль, регулировать гидролиз слабых кислот и концентрацию их ионов в растворе. При высоких значениях pH раствора щелочи могут действовать как депрессоры благодаря уменьшению или предотвращению закрепления собирателя на поверхности минералов. И. Уорк, В.Г. Данилова отмечают, что чем выше pH среды, тем полнее диссоциация олеиновой кислоты и олеата натрия, тем больше концентрация олеатных ионов в пульпе, что благоприятствует закреплению олеиновой кислоты минералами. По достижении определенной концентрации в пульпе гидроксильные ионы вытесняют олеиновую кислоту с поверхности минералов или из внешней обкладки двойного электрического слоя или изменяют этот слой в направлении, неблагоприятном для закрепления ионов собирателя.

Другие указывают на то, что действие щелочной среды при флотации может быть активирующим из-за увеличения пенообразования и депрессирующим за счет закрепления на поверхности минералов ионов OH^- . В исследованиях М.А. Эйгелеса показано, что флюорит, барит и кальцит не депрессируются при флотации их олеиновой кислотой совместно с сосновым маслом даже при $\text{pH} = 12$ и выше.

Отмечается, что ионы H^+ и OH^- для силикатов, алюмосиликатов и гидроокислов являются потенциалопределяющими ионами, приводящими к возникновению определенного электрохимического потенциала двойного слоя.

В отличие от исследователей, связывающих изменение pH раствора лишь с адсорбцией на поверхности минерала ионов H^+ и OH^- , С.И. Полькин показал прямую зависимость между изменением pH раствора и растворением минерала в нем. Предварительное закрепление олеиновой кислоты снижает растворение минералов и менее активно из-

меняет pH раствора. Нерастворимые минералы не изменяют или крайне мало изменяют pH раствора за счет растворения посторонних включений, содержащихся на их поверхности. Ионы OH^- могут снимать с поверхности минерала олеиновую кислоту тогда как ионы H^+ могут переводить в раствор образовавшиеся на минерале олеаты металла, а затем растворять и сам минерал.

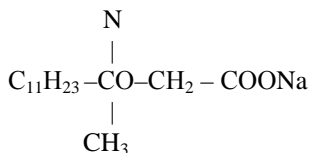
Способность минералов (или различных соединений на их поверхности) частично растворяться в пульпе влияет на изменение ионного состава, на плотность слоя олеиновой кислоты и флотацию минералов, а также изменяет физико-химические свойства поверхности минерала, состав и структуру закрепившихся слоев на ней. Следовательно, действие водородных и гидроксильных ионов во флотационной пульпе многообразно. Его нельзя рассматривать как простое закрепление на поверхности минерала. Закрепляясь на ней, ионы H^+ и OH^- изменяют не только физическую природу, но и химические свойства минерала.

Флотация фосфата ведется в щелочной среде ($\text{pH} = 8-9$), а доломита – в кислой ($\text{pH} = 4,5-6,5$), особенно создаваемой фосфорной кислотой.

Изменение pH пульпы резко изменяет флотируемость кварца олеиновой кислотой и катионными реагентами [46]. Областью наибольшей гидрофобизации поверхности кварца хлористым додециламмонием является $\text{pH} = 9,5-11$. Третичные амины и, в частности, сапамин MS флотируют кварц в области средних значений pH. Извлечение минерала в кислой области ($\text{pH} < 5$) и в щелочной ($\text{pH} > 8$, а по другим данным $\text{pH} > 11$) падает. Соли гексадецилтриметиламмония и додецилпиридиния флотируют кварц в нейтральной среде.

По данным ЦНИИчермета, гидрогетит флотируется анионным собирателем в широком диапазоне pH (от 6 до 12), но лучшие результаты получаются в нейтральной или близкой к ней среде; переход к щелочной среде требует увеличения расхода коллектора.

Возможна флотация гидроокислов железа в кислой среде ($\text{pH} = 4$) с применением лаурилсаркозида натрия:



Лишь в узкой области pH (4,5–5,5) можно отделить доломит от фосфата, при этом с доломитом флотируется до 21–32 % фосфата. Фосфорная кислота оказывает более селективное действие на флотируемость минералов. При $\text{pH} = 4,5-5,5$ извлечение доломита значительно (на 53

%) выше, чем фосфата.

ТЖК в щелочной среде максимально флотируют все минералы (за исключением кварца), в кислой среде флотация апатита и гидрогетита ухудшается, а у доломита при $\text{pH} = 4$ флотируемость снова улучшается.

АНП-14 не оказывает селективного действия на флотируемость минералов. Максимум флотируемости всех минералов находится в области $\text{pH} = 6\text{--}8$.

При флотации КОС наблюдается одинаковая флотируемость всех минералов, кроме доломита, который в кислой среде ($\text{pH} = 4,5\text{--}5,5$) флотируется лучше других (на 35–30 %).

При флотации фосфоритовых руд применяются реагенты-регуляторы, обычные для флотации несulfидных руд. Чаще всего используют жидкое стекло, иногда оно заменяется гексаметафосфатом натрия (ГМФ), сульфитно-целлюлозным щелоком (СЦЩ), карбоксиметилцеллюлозой (КМЦ) и др.

Практика флотации

Методом флотации обогащаются фосфоритовые руды таких крупнейших месторождений, как Кингисеппского, Подмосковского горно-химического комбината (отходы моек), полаинские и щигровские фосфориты.

При этом используется анионная, анионно-катионная и катионная флотации.

В США для флотации фосфоритов продолжительное время применяли такие анионные реагенты, как олеиновая кислота и непредельные жирные кислоты из растительных и животных жиров, затем сырое талловое масло. Целесообразно использование с олеиновой кислотой трансформаторного масла, керосина, улучшающих флокуляцию фосфата.

При обогащении низкокачественных фосфоритов Лиифе для флотации использовали сульфированное растительное и смазочное масла, жирные кислоты и дизельное топливо.

При флотации фосфоритовых руд Африки используют талловое масло в смеси с газойлем и мазутом.

За рубежом получены патенты на реагенты для флотации фосфоритов, представляющие собой различные сочетания жирных кислот и аполярных углеводов, алкиларилсульфонатов, эфиров, спиртов и других поверхностно-активных веществ, производство которых резко возросло в последние годы [46].

Для флотации фосфоритов на фабриках США широко использует-

ся сырое талловое масло (Trastol, Actinol C), очищенное талловое масло (Actinol D), иногда red oil (смесь олеиновой и линолевой кислоты) или турецкое красное масло (сульфированное касторовое масло). Химической промышленностью США выпускаются реагенты 1, 2, 3 sonneborn, представляющие собой нафтенсульфонаты, применяющиеся для флотации фосфоритов, и реагенты серии 800 (801 и 825) – смесь нафтовых сульфокислот. Фирмой Сайен-Амид выпускаются реагенты серии 700, 765 – рафинированные жирные кислоты растительного происхождения (линолевая и олеиновая) с низким содержанием смоляных кислот, 710 – натровое мыло неочищенных жирных кислот, содержащее кроме олеиновой и линолевой кислот смоляные кислоты.

Непрерывно и в большом объеме проводятся работы, направленные на изыскание высокоэффективных собирателей и их сочетаний:

- использование двусосновых кислот олифатического строения (C_{36}), позволяющих получать высококачественный фосфатный концентрат;

- введение дополнительного собирателя к талловому маслу – диалкилсульфонулкиновой кислоты, перфторсульфоната, ароматических сульфоновых кислот, моноэфира сульфоянтарной кислоты и др.

Используется и предварительная обработка руды перед введением анионоактивных собирателей смесью аполярных и сульфированных ароматических углеводородов.

В последнее время жирнокислотный собиратель заменяют синтетическими реагентами – эфирами поликарбоновых кислот, производными сульфоянтарной кислоты, сульфонатами. Эффективным является дополнительное применение полиакриламидного полимера, содержащего функциональные группы OH^- и $COOH^-$, кэтгола, ацелированных аминокислот, эфирокислот (ЭФК).

В СНГ ведутся работы по использованию продуктов и отходов нефтесинтеза, что позволит расширить ассортимент флотореагентов без дополнительных затрат сырья, а также высвободить большое количество пищевых (растительных и животных) жиров, используемых в технических целях.

Наиболее часто применяются жирные кислоты и их мыла: талловое масло, синтетические карбоновые кислоты из мягких и жидких парафинов, кубовые остатки спиртов и кислот, кубовые остатки синтетических жирных кислот и высших жирных кислот, окисленный рисайкл и т.д., а также керосин, солярка, мазут, торфяная смола. Перспективными являются высокомолекулярные кислоты, выделенные из кубовых остатков синтетических жирных кислот.

Предельные жирные кислоты более селективны, чем непредельные. Мыльные растворы предельных кислот образуют в кислой среде грубые флоккулы, состоящие, по-видимому, из свободной кислоты и мицелл кислого мыла, с чем связаны пониженная флотационная активность собирателя и его повышенный расход. Наблюдается отклонение от аддитивности действия реагентов, если применять основной собиратель в сочетании с алкиларилсульфонатом ДС-РАС. При равенстве суммарного расхода обоих реагентов и равном технологическом эффекте удельный расход более дорогого собирателя сокращается в 3 раза. Эффективность испытанного сочетания реагентов объясняется диспергированием основного собирателя, избирательной адсорбцией ДС-РАС на границе раздела жидкость – газ, а также частично адсорбцией его на минеральной поверхности с эквивалентным сокращением силикат натрия, иногда в сочетании с содой.

Применяются также моноэфир алкил (алкенил) янтарных кислот и одноатомных алифатических спиртов.

Флотация карбоксильными собирателями чаще всего ведется в щелочной среде с добавкой соды, реже едкого натра. При загрузке в мельницу сода уменьшает активацию минералов окислами железа. В качестве основного депрессора минералов пустой породы (силикатов и окислов) используется силикат натрия, иногда в сочетании с содой.

За рубежом для прямой флотации силикатов применяют эмульсию амина в топливном масле, алкилзамещенные амины фенилового эфира, конденсаты N-аминоэтилпиперазина и др. Для фосфатной флотации используют катионные реагенты. В России из катионных собирателей применяют ИМ-11, АНП-14, Армак-12Д для извлечения в пенный продукт небольших количеств кварца, окислов, силикатов. В некоторых случаях для уменьшения потерь полезного минерала с пенным продуктом применяют органические депрессоры [46].

Для низкокачественных фосфатных руд Флориды разработана схема, позволяющая в одну стадию, методом катионной флотации, получить концентрат с содержанием 31,7 % P_2O_5 при извлечении 84 %. Расход катионного собирателя, подаваемого в виде эмульсии в дизельном масле, составил 400 г/т [46].

Флотация фосфоритовых руд, в которых фосфатное вещество представлено тонкодисперсными минералами, протекает менее успешно, чем с хорошо раскристаллизованным апатитом. Для них полезно добавление оксиэтилированного алкилфенола (ОП-4), аполярных реагентов.

Установлено, что при пенной флотации для хорошо промытой и обесшламленной руды флотация жирными кислотами не представляет

трудностей, хороших результатов флотации также можно достигнуть в достаточно широких пределах рН (8–10).

Основные трудности флотации фосфатных руд связаны с наличием в них тонковкрапленных доломита, кальцита и особенно хорошо растворимых соединений (гипса и др.), а также с нарушением селективности процесса шламами.

При флотации фосфоритовых руд с размером частиц от 1,2 до 0,08 мм предложен способ обогащения, состоящий в том, что руда подвергается сначала флотации катионными реагентами, при которой удаляется в пенный продукт кварц тоньше 0,9 мм. На второй стадии обогащения черновой концентрат катионной операции флотируется с анионными реагентами. При этой операции удаляются в камерный продукт наиболее крупные частицы кварца. Хвосты анионной флотации подвергаются контрольной флотации. При этом в голове основной и контрольной катионной флотации предусмотрено двухстадиальное обесшламливание в гидроциклонах и гидросепараторах. Перед анионной флотацией производится обезвоживание в гидроциклонах. Из руды, содержащей 12 % P_2O_5 , получается концентрат с содержанием 35 % P_2O_5 при извлечении 95–96 %, хвосты – с содержанием 0,5–1 % P_2O_5 .

Выделение тонких шламов, а также раздельная флотация песков и тонких классов предусматриваются при обогащении фосфоритов Кингисеппского и Маардусского месторождений. Шламы (после флотации или без нее) присоединяются к концентрату. В пенный продукт удаляются кварц, полевой шпат, глауконит, сланец. Качество концентрата зависит от количества содержащегося в руде кальцита, который остается вместе с фосфатом в камерном продукте. При обратной флотации ракушечных фосфоритов собирателем АНП-14 без обесшламливания получено несколько большее извлечение. При этом отмечено существенное влияние состава воды на флотацию катионным собирателем, а также загрязнение концентрата крупным кварцем. Добавка крахмала улучшает извлечение кварца в пенный продукт.

Обогащение фосфоритов, содержащих гипс, осложняется тем, что он, растворяясь, коагулирует шламы, и они налипают на зернистые частицы. Сода и жидкое стекло, связывающие кальций, не дают достаточной селективности, так как ионы SO_4^{2-} коагулируют шламы. Селективность флотации руды этого типа удастся повысить после обработки измельченной руды 1–2 %-м раствором хлористого натрия и удаления жидкой фазы [46].

Наиболее сложным является обогащение карбонатно-фосфатных руд [18]. Разделение фосфатного вещества и карбонатов возможно двумя

путями:

- флотацией жирнокислотным собирателем карбонатов в кислой среде ($\text{pH} = 4,8\text{--}5$) при депрессии фосфата смесью жидкого стекла с солями поливалентных металлов, гуматом натрия, молибдатом аммония, фосфорной, дифосфорной, серной, кремнефтористоводородной кислотами;

- флотацией фосфата в щелочной среде ($\text{pH} 8\text{--}9,5$), обычно создаваемой содой, смесью реагентов с карбоксильной полярной группой, а также реагентами с сульфо- и фосфорной группами.

При флотации метаморфизованных, шламирующихся руд полезно добавление ОП-4. Жидкое стекло при небольших расходах активирует флотацию фосфата, подавляя флотацию остальных минералов (особенно в присутствии сульфит-спиртовой барды).

Для доломито-фосфоритовых руд [46] предложено 2 варианта селективной флотации: последовательная селективная флотация карбонатов и фосфата и коллективная флотация фосфата и карбонатов, а затем селективная флотация карбонатов. Флотационное разделение доломита и фосфата основано на лучшей флотируемости карбоната жирнокислотным собирателем, особенно в слабокислой среде ($\text{pH} = 4,5\text{--}5,0$), создаваемой фосфорной кислотой. Так, для доломито-фосфоритовых руд Чулактау наилучшие показатели обогащения дала схема, в которой предусмотрена флотация карбонатов жидким мылом (2 кг/т) в присутствии фосфорной кислоты (7 кг/т), обесшламливание камерного продукта с направлением шламов в фосфатный концентрат и затем фосфатная флотация жидким мылом (20 г/т) и керосином (0,75 кг/т) в присутствии соды (1 кг/т) и жидкого стекла (1 кг/т). Из руды с 23 % P_2O_5 и 4 % MgO получен концентрат с 29 % P_2O_5 и 1,4 % MgO при извлечении P_2O_5 более 90 %. Часть фосфорной кислоты может быть заменена серной кислотой. В.Я. Цуцульковским установлено, что фосфорная кислота может быть полностью заменена H_2SiF_6 при расходах вдвое меньших.

Аналогичный способ для обогащения низкосортных карбонитизированных фосфоритов Западных штатов разработан Горным бюро США. Схема флотации включает оттирку руды – 12,5 мм в скруббере при содержании твердого 60–65 %, доизмельчение в стержневой мельнице, обесшламливание по классу 10 мкм и последовательную селективную флотацию сначала карбонатов анионоактивным собирателем с депрессором H_2SiF_6 , а затем силикатов катионоактивным собирателем. Камерный продукт катионной флотации содержал 30 % P_2O_5 при извлечении 75%.

Китайскими специалистами для осадочных фосфоритов Хубель использован реагент SBOS, селективно депрессирующий и карбонаты, и силикаты. Руда измельчалась до крупности 95 % класса –0,074 мм. Затем

пульпа при температуре 40–45 °С контактировалась с реагентами (Na_2CO_3 – 4–5 кг/т, SBOS –1–1,5 кг/т и таловым мылом – 0,25–0,32 кг/т) и флотировалась. В результате из руды с содержанием 15 % P_2O_5 , 5–6 % MgO , 29–33 % SiO_2 получается концентрат с содержанием 30–32 % P_2O_5 , 2–2,3 % MgO и 12,5 % SiO_2 при извлечении P_2O_5 81,5–86,5 %.

9.3.4. Обжиг

Этот метод применяется для карбонатных руд с небольшим содержанием полуторных окислов и кремнезема. Эти соединения после взаимодействия с окисью кальция образуют низкоплавкие вещества (алюминаты, ферриты и др.), обволакивающие пленкой куски обожженной руды и препятствующие гашению.

Несмотря на то что это дорогостоящий процесс, для некоторых месторождений он вполне применим. Например, фосфориты, содержащие большое количество карбонатов и тонкую вкрапленность фосфатного вещества, обычными методами обогащаются плохо, а обжиг с последующим гашением водой и отделением извести дает хорошие показатели [46] .

При использовании этого метода достигается расчленение фосфоритовых агрегатов до размера мономинеральных зерен без тонкого измельчения.

Доломит и кальцит при обжиге разлагаются с выделением углекислоты и получением извести (CaO) и периклаза (MgO), которые после гашения водой переходят в гидроокиси $\text{Ca}(\text{OH})_2$ и $\text{Mg}(\text{OH})_2$.

Вследствие термического разложения фторкарбонатапатита при обжиге образуется фторапатит с повышенным содержанием фосфора в фосфатном веществе. Благодаря этому увеличивается предельно возможное содержание P_2O_5 в концентрате.

По количеству воды, добавляемой при гашении обожженного продукта, различают «сухое» и «мокрое» гашение. В первом случае подается минимально возможное, почти стехиометрически необходимое количество воды, позволяющее получить гидроокись кальция в виде сухого порошка, удаляемого с помощью сухой классификации. Во втором случае гашение производится с избытком подаваемой воды и получением суспензии. Этот вариант дает больший технологический эффект, но он сопряжен с возникающей проблемой складирования и утилизации большого количества мокрого тонкодисперсного шлама. В нем содержится значительное количество обогащенных фосфором частиц, извлечение которых весьма затруднительно.

Существуют различные способы повышения эффективности обо-

гашения карбонатных фосфоритных руд по схеме обжиг – гашение – обесшламливание. Перечислим некоторые из этих способов.

Полезно осуществлять гашение обожженного продукта водой, нагретой до температуры кипения. Возможно также обожженную в течение 1 ч при 1000°C руду охлаждать и проводить мокрое гашение в водном растворе хлористого аммония, что резко уменьшает потери фосфора. Образующийся при этом аммоний может быть извлечен дистилляцией и превращен в хлористый аммоний для повторного использования. Вариантом применения хлористого аммония является его добавление к шламам, отделенным от фосфата. Дополнительную пользу может принести извлечение из раствора хлористого аммония чистой гидроокиси магния обработкой этого раствора аммиаком, после чего гидроокись магния выпадает в осадок.

Представляет интерес запатентованный в Англии способ повышения извлечения фосфора, состоящий в осторожном пропускании углекислого газа через суспензию, полученную после гашения с сохранением рН среды около 12,5. В результате достигается полное превращение гидроокиси кальция в карбонат кальция (окончанию этой реакции соответствует резкое падение рН до 8). Тонкодисперсный кальцит лучше удаляется обесшламливанием. Авторы патента рекомендуют вторичную карбонизацию при обогащении руды, содержащей 25 % P_2O_5 . Из нее получен таким способом концентрат, содержащий 34,5–36 % P_2O_5 при извлечении 95–96 %.

Значительные перспективы удешевления процесса обжига связаны с его осуществлением не в барабанных печах, а в печах с кипящим слоем. В этом случае горячие газы пропускаются в последовательно соединенных камерах через колосниковые решетки, на которых измельченная руда образует псевдоожиженный слой, где и происходит обжиг.

Ю.М. Смирнов и А.В. Машьянова успешно провели обогащение с помощью обжига фосфоритной руды Белкинского месторождения. Ими был получен концентрат с содержанием 30–35 % P_2O_5 при извлечении 75–95 %.

М.И. Баскакова и М.А. Иониди испытали возможность применения обжига для обогащения руд месторождений Джанатас и Кокджон бассейна Каратау. Эти руды являются не самыми благоприятными для обогащения обжигом ввиду тонкого взаимопрорастания карбонатов и фосфатов, а также вследствие повышенного содержания кремнистых минералов.

Руду крупностью –5 мм обжигали при температуре 950–980 °С в течение 120 мин. После удаления углекислого газа, влаги, органических

веществ и частично фтора масса руды уменьшалась, что приводило к некоторому обогащению руды. После обжига материал подвергали частичному выщелачиванию окиси кальция при умеренных расходах воды ($T:Ж = 1:2$) в сочетании с механической оттиркой в мельнице в присутствии небольшого количества мелких шаров. После удаления шламов меньше 0,07 мм классификацией, проводили повторные оттирку и классификацию. Все концентраты пригодны для получения экстракционной фосфорной кислоты.

При обжиге фосфоритной руды происходят следующие изменения ее свойств:

1. Вследствие удаления воды, органического вещества и углекислого газа повышается содержание P_2O_5 на 2–3 %. Вместе с последующим выщелачиванием водорастворимых продуктов обжига это повышает содержание P_2O_5 в фосфатном материале до 33–35 %.

2. Возрастание хрупкости руды в 2–2,5 раза увеличивает производительность измельчающих ее аппаратов (шаровых мельниц). Появляется возможность более тонкого измельчения руды (для достаточного раскрытия сростков) без увеличения выхода тонких шламов.

3. Дегидратация основных минералов и переход в раствор различных солей увеличивают скорость оседания тонких шламов в 2–2,5 раза и скорость их фильтрования в 4–6 раз.

4. Обжиг значительно изменяет растворимость окислов железа и алюминия в серной кислоте, как показано А.В. Казаковым. Обжиг до 600–700 °С несколько повышает эту растворимость (из-за распада лимонита, сидерита и глауконита). Но, начиная с температуры 760 °С, растворимость этих полуторных окислов резко снижается, достигая минимума при 900–1000 °С. Этим значительно улучшается технология химической переработки руды.

5. Резко изменяется в благоприятную сторону флотуемость минеральных компонентов руды: у фосфата она возрастает, а у кальцита снижается. Флотуемость кварца и глауконита практически не изменяется. С помощью ИК-спектроскопии Ю.М. Смирновым, И.Я. Холомянским и В.Я. Цуцульковским установлено, что если при флотации необоженной руды превалирует физическая сорбция собирателя (олеата натрия) на фосфате, то после обжига возрастает хемосорбционное его закрепление. В результате содержание P_2O_5 во флотационном концентрате повышается на 1,5–2,0 %, извлечение P_2O_5 возрастает почти вдвое, а индекс селективности разделения P_2O_5 и Fe_2O_3 увеличивается в полтора раза. Значительно увеличивается скорость флотации.

Процесс обогащения руд обжигом, применяемый в Алжире, Из-

раиле, Марокко, Тунисе, Китае, Ираке, также состоит из обжига с последующим гашением и удалением извести [46].

В Марокко на фабрике в Хурибге получают два сорта продукта: грохочением и сушкой – обычный концентрат с содержанием 34 % P_2O_5 при извлечении 78–80 % и грохочением и кальцинацией (обжиг при 900 °C во вращающихся печах) – обожженный концентрат с содержанием 36–37 % P_2O_5 .

Алжирские фосфориты состоят в основном из фосфата (70–76 %), доломита (19–20 %) и кремнезема (3–4 %). Технологическая схема последовательно включает дробление и грохочение для удаления крупных фракций бедных фосфатов, первичную промывку для удаления глины и части карбонатов, кальцинирующий обжиг, вторичную промывку для удаления извести, обезвоживание и сушку. Обжиг осуществляется при температуре 850–900 °C в вертикальных печах кипящего слоя.

В Египте бедные карбонатно-фосфатные руды после дробления и измельчения подвергаются промывке и классификации для отделения глинистого материала, после чего мытый продукт обжигается в печах кипящего слоя. Обожженный концентрат после вторичной промывки содержит 34 % P_2O_5 .

В США обжигу подвергается камерный продукт катионной флотации с содержанием 30 % P_2O_5 при извлечении 75 %, который после сушки подвергается обжигу для повышения содержания P_2O_5 до 32 %.

9.3.5. Электрическая сепарация

Электрическая сепарация применяется для классификации, обеспыливания и обогащения многих руд. Для этой цели используют коронные трибоадгезионные и электростатические сепараторы, теория действия которых, в основном разработана советскими учеными (М.Ф. Олофинским и др.). Высокая производительность и простота конструкции выдвигают на первый план электрические сепараторы со свободным падением (электростатические сепараторы) с предварительной электризацией дисперсного материала.

Фосфоритовые руды многих месторождений состоят в основном из кварца и фосфата. Первый обладает свойствами диэлектрика, второй – полупроводника.

Избирательная статистическая электризация компонентов фосфоритной руды является обязательным условием эффективного разделения минералов. Она может осуществляться нагреванием измельченного материала до определенной температуры и зависит от крупности и формы зерен, чистоты их поверхности и др. Фосфат ракушечного типа чаще со-

стоит из остроугольных пластин, зерна кварца имеют округлую форму. Этим нарушается стабильность траекторий падения частиц в сепараторах. Отрицательно влияет слипание различно заряженных частиц. Чем крупнее частицы, тем значительнее изменение этой траектории.

Для фосфоритов наиболее распространен метод сепарации в электрическом поле с предварительной зарядкой минералов [12,15]. Кварц, апатит и фосфат так же, как и некоторые другие минералы, получают достаточные для сепарации электростатические заряды при нагревании и последующем охлаждении до определенной температуры сопровождающимся перемешиванием.

До обогащения сродки минералов должны быть раскрыты и самый тонкий материал (в основном глина) – отделен. Особо мелкие частицы проявляют тенденцию покрывать поверхность минералов во время предварительной сушки, что затрудняет электризацию трением.

Для того чтобы заряды, возникающие в результате контакта, были бы достаточными, температура руды должна быть около 60–90 °С, что в промышленной практике может быть достигнуто подачей руды непосредственно из сушилки на сепаратор. Максимальная крупность зерен, поддающихся этому методу обработки, составляет около 0,6–0,7 мм. В некоторых случаях она достигает 1 мм. Иногда измельченная фосфоритовая руда или черновой фосфоритовый концентрат нагревается до 140–160 °С, охлаждается до 60–100 °С и затем направляется в электростатический сепаратор.

Особый интерес представляют исследования возможности повышения эффективности обогащения фосфоритных руд электростатической сепарацией с обработкой питания сепараторов реагентами. Применяя несколько стадий сепарации с обработкой органическими и неорганическими кислотами питания или грубых концентратов электростатических сепараторов, удалось существенно повысить конечные технологические показатели.

При электростатической сепарации руды месторождения Маарду крупностью 0,8–0 мм, содержащей 11,4 % P_2O_5 , был получен концентрат с 26,7 % P_2O_5 при извлечении 80,2 %. Руда состояла из фосфата (30 %), кварца (65 %), пирита, доломита, глинистых примесей и других минералов (5 %). Фосфат представлял собой в основном обломки раковин брахиопод. Кварц находился в виде округлых зерен размером 0,25–0 мм. Измельчение руды до крупности 0,3 мм позволило с достаточной полнотой раскрыть зерна минералов. Электростатическая сепарация осуществлялась на трехстадиальном сепараторе. Руда предварительно нагревалась до 160 °С и охлаждалась перед сепарацией до 100 °С. Испытания на

опытно-промышленной установке для электростатического обогащения фосфоритов с производительностью 2 т/ч подтвердили показатели обогащения, полученные при лабораторных опытах [46].

На руде Кингисеппского месторождения установлена возможность применения электростатической сепарации для дообогащения флотационного концентрата. Обогащение флотационного концентрата электросепарацией позволяет выделить богатый концентрат, пригодный для химической переработки с получением различных минеральных удобрений, отходы являются кондиционной фосфоритной мукой.

За рубежом с успехом применяют электростатическую сепарацию при обогащении фосфоритных руд.

9.3.6. Гравитация

В современной практике обогащения фосфатных руд [46] применяются следующие гравитационные методы: обогащение в суспензиях и на винтовых сепараторах, флотогравитация и «агломерационно-пленочная флотация».

Для желваковых фосфоритов разработана технология обогащения в тяжелых средах, позволяющая из руды с содержанием 17 % P_2O_5 получить концентрат с содержанием 27 % P_2O_5 при извлечении 75,9 %.

Установлена возможность разделения крупных кусков руды Каратау (рис. 9.2). Эта схема позволяет значительно удешевить процесс обогащения. Товарное извлечение фосфора при этом существенно повышается (на 5–10 %), содержание P_2O_5 снижается незначительно (на 0,5%).

ГИГХСом разработана технология доводочного обогащения на обогатительной фабрике ПО «Эстонфосфорит» крупнозернистой фракции –5+1 мм на винтовом сепараторе СВЛЗ-1500, что обеспечило выпуск предприятием более 90 % концентрата, пригодного для химической переработки, и повышение извлечения P_2O_5 на 10 %.

Флотогравитация на спиральных сепараторах впервые стала использоваться в 1948 г. кампанией International Minerals and Chemical Corporation. Фосфатные частицы первоначально перемешиваются в смесительном барабане при 70–75 % твердого с реагентами, кг/т: аммиак 0,25–0,5, жирные кислоты 0,5–1, дизельное топливо 0,5–1, керосин 0,5–1.

Затем при 30 % твердого материал крупностью –0,99+0,701 мм после предварительной аэрации направляется на спирали Humphrey. Аэрированные агрегированные фосфатные частицы отбрасываются к периферии спирали, а зерна песка остаются на спирали ближе к центру.

Получается концентрат с содержанием 31 % P_2O_5 с извлечением

последнего 85 %. Хвосты спиральных сепараторов направляются на флотацию для доизвлечения мелкого фосфата.

Флотогравитационным методом можно выделить большую часть кварца до поступления руды на тонкое измельчение и на флотацию, что сокращает общие затраты на обогащение. Флотогравитация широко используется для обогащения кингисеппских, киншинских и щигровских фосфоритов. Для обогащения руд этим способом использовали концентрационные столы, винтовые сепараторы. В дальнейшем были запатентованы устройства для флотогравитационного обогащения на сите под водой, на ленточных конвейерах с приспособлениями, позволяющими водяным орошением смыть азрированные флоккулы фосфатных частиц, отделяя их от кварца. Предварительно руда обрабатывается такими реагентами, как кальцинированная сода, сырое талловое масло и топочный мазут. Сода используется как регулятор среды, талловое масло – как собиратель и мазут – как агломерирующий реагент, способствующий флокуляции. Адсорбируясь избирательно в присутствии таллового масла на поверхности фосфата, мазут образует пленку, упрочняя фосфатные флоккулы.

При обогащении кингисеппской руды данным способом получен концентрат с содержанием в среднем 22 % P_2O_5 при извлечении 95–98 %. Выход хвостов составляет 68–75 % при среднем содержании P_2O_5 в них 0,4 %.

Исследования щигровских фосфоритов показали, что в результате переработки методом флотогравитации текущих отходов обогатительной фабрики общее извлечение можно повысить на 20 %.

Флотогравитация на концентрационных столах до настоящего времени успешно применяется на фабриках Флориды.

Под названием «агломерационно-пленочная флотация» объединяются разнообразные способы и аппараты: от грохочения под слоем воды для отделения флоккул и флотогравитации до применения специально сконструированных неглубоких флотомашин, использующих эффект струйной аэрации, создаваемый струями воды, падающими на поверхность пульпы.

США запатентован аппарат для обогащения крупнозернистого материала под названием Lang Lanngers, представляющий собой бак трапецеидального сечения, в который сверху подаются питание и вода под давлением. Предварительно пульпа контактируется с реагентами при содержании 75 % твердого. Флотационное разделение осуществляется при 35 % твердого. Всплывающие агрегаты крупных частиц и пузырьков (агломераты) разгружаются с двух сторон и проходят через сужающиеся желоба и делители, где при течении тонкого слоя пены про-

исходит разделение фосфата и пустой породы. Расход реагентов: таллового масла – 1,8 кг/т, каустика – 0,7 кг/т, дизельного топлива 3,6 кг/т. Содержание P_2O_5 в черновом концентрате составило – 27–30 % при извлечении 90 %.

9.3.7. Схемы флотации и фабрики

Схемы обогащения фосфоритовых руд включают в себя первичное и вторичное обогащение и реже состоят из одного метода обогащения (рис.9.1 – 9.3).

Первичное обогащение (промывка, грохочение, классификация, радиометрические методы обогащения) позволяет выделить фосфатные концентраты различной крупности или сбросить отвальные хвосты (см.рис.9.1)

Вторичное обогащение (обжиг, электрическая и магнитная сепарация, гравитация и флотация) проводится с целью доизвлечения фосфора из продуктов, бедных по содержанию пятиоксида фосфора (см.рис 9.2 - 9.3).

10. ТЕХНОЛОГИЯ КАЛИЙНЫХ РУД

Лекция 20

План лекции: 1. Характеристика калийных руд [10 с 268-269, 46 с 137-140]
2. Радиометрическая сепарация [46 с 140-141]
3. Декрепитация (термический метод) [46 с 142-143]
4. Гравитация [46 с 144-145]

Калий и его соединения находят широкое применение в сельском хозяйстве и различных отраслях народного хозяйства – текстильной, стекольной, химической, фармацевтической, целлюлозно-бумажной и др.

Калий – распространенный элемент. Содержание его в литосфере составляет 2,5 % по массе.

В магматических процессах калий, как и натрий, накапливается в

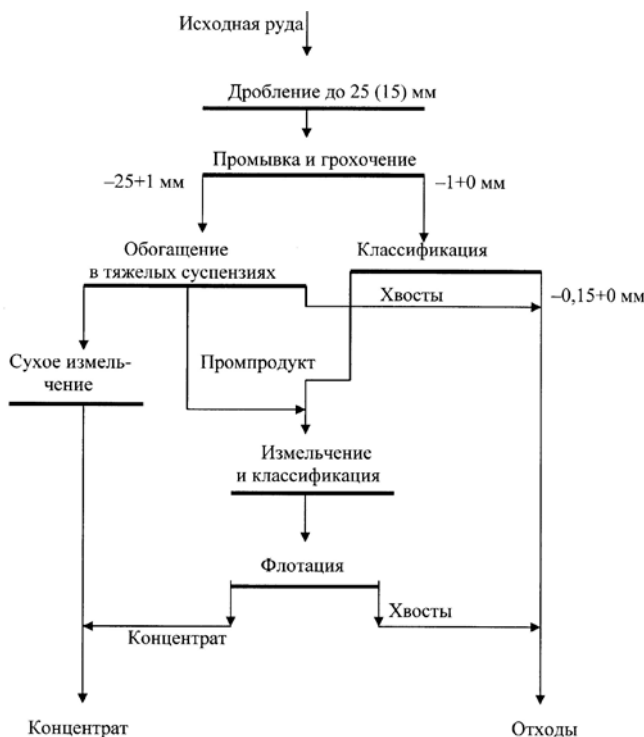


Рис. 9.2. Схема комбинированного обогащения руд Каратау

кислых магмах, из которых кристаллизуются граниты и другие породы.

Калий входит в состав полевых шпатов и слюд. При выветривании горных пород калий частично переходит в воды, но оттуда его быстро захватывают организмы и поглощают глины, поэтому воды рек бедны калием и в океан его поступает намного меньше, чем натрия.

В океане калий поглощается организмами и донными илами (например, входит в состав глауконита). В прошлые геологические эпохи, особенно в пермском периоде, на поздних стадиях испарения морской воды в лагунах после осаждения NaCl кристаллизовались соли калия и магния – карналлит и др.

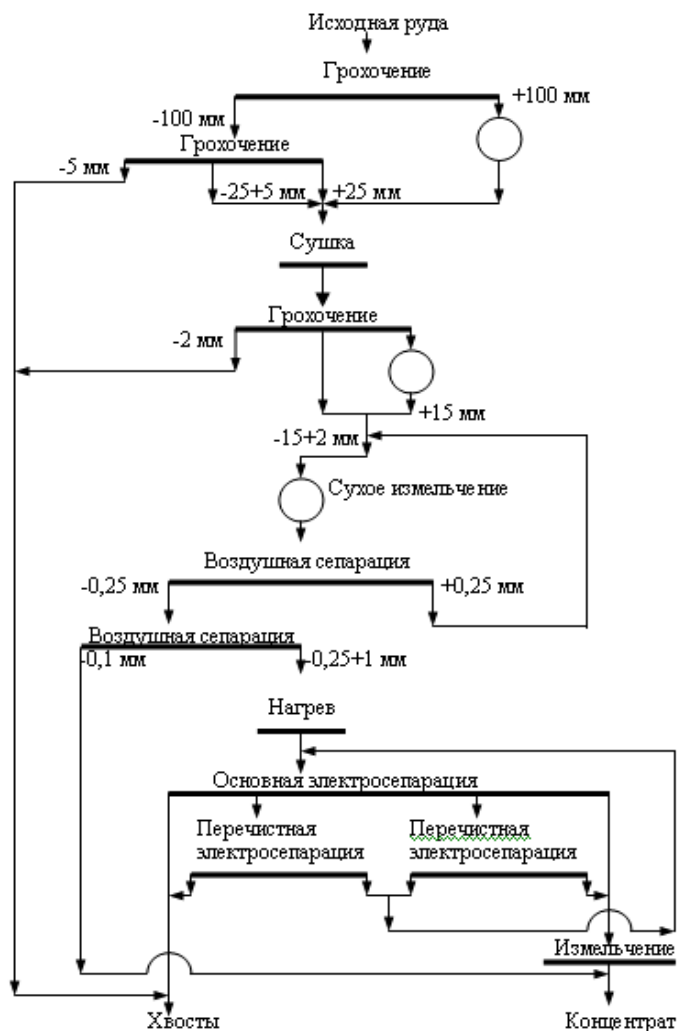


Рис. 9.3. Схема обогащения фосфоритов Слободско–Которецкого месторождения

По данным геологической службы США, предполагаемые мировые запасы калийных солей достигают примерно 250 млрд т, но залежи калийных солей в России и Таиланде содержат большое количество карналлита, так что пока непонятно, можно ли эти ресурсы эффективно использовать с экономической точки зрения.

Американские геологи оценивают предполагаемый объем ресурсов калийных солей в США примерно в 6 млрд т, большая часть этих запасов залегает на глубине от 1800 до 3100 м в штатах Монтана и Северная Дакота. Самое большое в мире месторождение калийных солей находится в бассейне Williston в провинции Saskatchewan (Канада). В настоящее время эта страна является и крупнейшим продуцентом калийных солей в мире.

Прогнозные ресурсы калийных солей России оценены в 3,18 млрд т K_2O (4 % мировых) [3]. Ресурсный потенциал их, согласно экспертным оценкам, более чем в пять раз выше, чем в других странах (19 % мировых – второе место после Канады) [1–4].

Подавляющая часть прогнозных ресурсов калийных солей сосредоточена в европейской части России, в районах с хорошо развитой инфраструктурой.

Распределение ресурсов категории P_1 калийных солей России по субъектам федерации, %, следующее: Волгоградская область – 45, Калининградская – 39, Оренбургская – 16.

Распределение ресурсов категории P_2 калийных солей России по субъектам федерации, %, следующее: Волгоградская область – 37, Калининградская – 52, Оренбургская – 11.

По разведанным запасам калийных солей, составляющим 36 % мировых, или 3,6 млрд т K_2O , Россия занимает также второе место в мире (после Канады). Государственным балансом учтены запасы по трем месторождениям: Верхнекамскому, Гремячинскому и Непскому.

Около 90 % запасов калийных солей России сосредоточено в уникальном Верхнекамском месторождении (Пермская область).

Прирост запасов за счет геологоразведочных работ в последние годы не компенсирует их погашения при добыче. В 2001 г. он составил 0,6 млн т K_2O , или менее 5 % погашенных запасов. За период с 1990 г. по 2001 г. запасы калийных солей уменьшились почти на 3 %.

Обеспеченность разведанными запасами шести действующих на базе Верхнекамского месторождения рудников составляет от 16 до 54 лет, а всеми разведанными запасами месторождения – более 100 лет даже при максимальном уровне добычи.

Таблица 10.1

**Производство и запасы калийных солей в основных странах-
производителях, тыс. т**

Страны	Производство		Запасы калийной руды	
	2004 г.	2005 г.	разведанные	возможные
США	11300	11200	90000	300000
Канада	9150	10700	4400000	9700000
Беларусь	4300	4500	7500000	1000000
Бразилия	340	400	300000	600000
Чили	360	370	10000	50000
Китай	550	600	8000	45000
Германия	3500	3800	710000	850000
Израиль	2060	2100	40000	7580000
Иордания	1230	1200	40000	7580000
Россия	5000	5000	1800000	2200000
Испания	500	500	20000	35000
Украина	50	60	25000	30000
Великобритания	600	600	22000	30000
Другие	—	—	50000	140000
Всего	28900	31000	8300000	17000000

Мировым лидером по добыче калийных солей считается Канада. Уникальный по запасам калийного сырья Саскачеванский бассейн, расположенный в этой стране, уже более 30 лет является главным районом добычи калийных солей в мире. Здесь расположены основные мощности двух крупнейших производителей калийного сырья – PotashCorp (Potash Corporation of Saskatchewan Inc., Канада) и Mosaic (Канада, США).

Калийная соль была и остается редким природным ресурсом. Производство ее сосредоточено в нескольких странах Северной Америки, Европы и Ближнего Востока, а 85 % экономически пригодных к разработке запасов принадлежит Канаде, России и Беларуси. На эти страны приходится более 2/3 мировых производственных мощностей хлористого калия.

Вторым крупнейшим экспортером (25,5 % мирового экспорта) является Белорусская Калийная Компания (БКК), которая была создана двумя предприятиями бывшего СССР – ПО «Беларуськалий» (Беларусь) и ОАО «Уралкалий» (Россия, Пермская область).

По прогнозу International Plant Nutrition Institute (IPNI) (Канада), к 2010 г. потребление калия в мире останется примерно на нынешнем уровне (30–31 млн т в год), однако изменится география его потребителей. Основное потребление калийных солей перемещается из Европы и

Северной Америки в Азию и Латинскую Америку. При этом главный рост придется на Китай, Индию и Бразилию: совокупный рост потребления в них составит более 10 млн т. А это значит, что если российские и белорусские калийщики сохранят свое присутствие на этих рынках на нынешнем уровне (примерно 40,1 %), то могут дополнительно экспортировать 3,5–4 млн т своей продукции.

Мировые цены на калий с 1991 по 2006 гг. возрасли с 50 до 170 дол/т [1–4].

Конечным продуктом переработки являются калийные удобрения, в производстве которых используется около 95 % калийных солей (остальное – в химической промышленности). Доля России в их производстве в мире в последние три года составляла от 14 до 18 %. Производство калийных удобрений осуществляется на фабриках, расположенных непосредственно на Верхнекамском месторождении.

В большинстве почв растворимых соединений калия содержится мало, а культурные растения нуждаются в калийных удобрениях. Поэтому 95 % калийных солей применяются главным образом в сельском хозяйстве в качестве удобрения и только 5 % добываемой соли перерабатывается в едкий калий, поташ и другие соединения, которые, в свою очередь, часто являются сырьем для производства других калийных соединений. Так, едкий калий (KOH) используется в производствах бромистого калия, нитрата калия (KNO_3), цианистого калия (KCN) и перманганата калия (KMnO_4).

Поташ (K_2CO_3) применяется в производствах оптического стекла, жидкого мыла, твердой углекислоты и калиевого хромпика (K_2CrO_4). Разработан также способ кладки бетона в зимнее время с применением поташа.

Хлористый калий используется для производства бертолетовой соли, в производстве хромпика (взамен поташа) и сульфата калия. Сульфат калия является сырьем для производства калиевых квасцов.

Хлористый магний применяется для производства магнезиальных цемента, искусственных мельничных жерновов, ксилолита и фибролита. Хлористый магний используется в текстильной и бумажной промышленности и в качестве дезинфицирующего средства. Для пропитки дерева с целью придания ему огнестойкости.

В виде побочных продуктов химической переработки силвинита и карналлита получают хлор и его производные, металлический магний, калий и натрий, бром, рубидий и церий, а также технический хлористый натрий, который является сырьем для производства соды и может перерабатываться на пищевую соль.

10.1. Характеристика руд и минералов

По составу породообразующих минералов выделяются следующие разновидности калийных руд.

Сильвинит представляет собой породу, состоящую из сильвина KCl (15–40 %) и галита NaCl (25–60 %) с небольшими примесями MgCl_2 , CaSO_4 и глинистых веществ. В некоторых разновидностях сильвинита за счет прослоев ангидрито-мергелистых пород количество примесей (нерастворимого в воде осадка) возрастает до 15–20 % и больше (Рейнский грабен, Калуш).

Сильвин содержит 52,5 % K и 47,5 % Cl . В виде механических примесей в нем часто обнаруживают NaCl и Fe_2O_3 . В чистом виде он прозрачен и бесцветен. Включения газов придает ему молочно-белый цвет. Чаще он окрашен в красный цвет (от примесей гематита). Твердость составляет 1,5–2, удельный вес – 2,0. Он хрупок, гигроскопичен, легко растворим в воде, вкус у него горьковато-соленый.

Галит (поваренная соль) содержит 39,4 % Na и 60,6 % Cl . В виде механических включений в нем присутствуют глинистые и органические вещества, KCl , MgCl_2 , CaSO_4 и др. В чистом виде галит прозрачен и бесцветен. Примеси окрашивают его в серый, бурый, красный, розовый и другие цвета. Твердость равна 2, удельный вес – 2,1–2,2. Он хрупок, хорошо растворяется в воде, гигроскопичен, но меньше, чем сильвин. Вкус у него соленый.

Карналлитовая порода сложена преимущественно карналлитом (40–85 %) и галитом (18–50 %) с небольшим содержанием ангидрита, кизерита и глинистого вещества.

Карналлит – $\text{MgCl}_2 \cdot \text{KCl} \cdot 6\text{H}_2\text{O}$ содержит 26,7 % KCl , 34,5 % MgCl_2 и 38,8 % H_2O . В виде механических примесей присутствуют NaCl , CaSO_4 , Fe_2O_3 и глинистые вещества. В чистом виде он прозрачен и бесцветен. Примеси окислов железа окрашивают его в бурый и красный цвет различных оттенков. Карналлит хрупок, твердость его составляет 2–3, удельный вес – 1,6. Он весьма гигроскопичен, расплывается на воздухе, разлагаясь при этом на KCl и $\text{MgCl}_2 \cdot 6\text{H}_2\text{O}$. Вкус у него горько-соленый.

Каинитовая порода состоит из каинита (10–50 %) и галита (30–40 %). Почти всегда встречаются полигалит (до 10 %), карбонаты и глинистые минералы. Отдельные линзы каинитовых пород известны у Калуша на Западной Украине и Сицилии. В Германии каинитовые породы образуются из карналлит-кизеритовых под гипсовыми шлями.

Каинито-лангбейнитовые и лангбейнито-каинитовые породы состоят из породообразующих лангбейнита (10–25 %), каинита (10–30 %),

галита (30–40 %). В качестве примеси в них всегда присутствуют сильвин (до 10 %), полигалит (до 8 %) и кизерит (до 5 %). Содержание нерастворимого остатка доходит до 15–20 %. Эти породы обладают хорошо выраженной полосчатостью (сезонной). Они известны в предкарпатских месторождениях Западной Украины и в Румынии. Под влиянием поверхностных вод лангбейнит и каинит переходят в шенит ($K_2SO_4 \cdot MgSO_4 \cdot 6H_2O$), который в свою очередь после удаления калия переходит в эпсонит ($MgSO_4 \cdot 7H_2O$). На выходах этих пород образуется своеобразная глинисто-гипсовая шляпа.

Лангбейнитовая порода состоит из лангбейнита (30–60 %, галита (15–45 %) и нерастворимого остатка (10–12 %). В ней постоянно присутствуют в качестве второстепенных полигалит (до 3–6 %), кизерит (до 4 %), сильвин (до 7 %) и некоторые другие. Лангбейнитовая порода образует линзы в нижней части каинито-лангбейнитовых пород в районе Стебника (Западная Украина). В новой Мексике (США) в шахтном поле Южного рудника лангбейнитовая порода составляет часть сильвинитовых линз.

Полигалитовые породы почти мономинеральные, обладают часто большой мощностью. Иногда пласты полигалитовой породы чередуются с каменной солью, ангидритами и мергелями. Содержание полигалита в породе составляет 30–80 % и галита – 10–40 %. В качестве примесей присутствуют сильвин, кизерит, карбонаты, глинистое вещество. Полигалитовые породы пользуются достаточно широким распространением. Разведано Жилианское месторождение у Актюбинска с мощными линзами полигалитовых пород (до 90 м), в среднем содержащих 58 % полигалита. Полигалитовые породы в большом количестве обнаружены также в калийных месторождениях Новой Мексики в США, в соленосной толще цехштейна Англии, в районе Калининграда и др.

Промышленные месторождения калийных солей встречаются редко и известны в немногих странах. Большая часть мировых запасов этих солей сосредоточена в СНГ, Канаде и Германии.

В СНГ преобладают хлористые соли (около 92 % общих запасов), в которых содержание окиси калия колеблется в пределах 10–27 %. На долю сернокислых солей, содержащих 7–12 % окиси калия, приходится немногим более 8% запасов. Большая часть разведанных запасов (примерно 60 %) сосредоточена в Верхне-Камском месторождении, расположенном в Пермской области. Значительные запасы находятся в Белоруссии (Старобинское месторождение), в Предкарпатском соленосном бассейне (Стебниковское, Калушское и др. месторождения), в Туркмении (Карлюкское, Гаудакское и Кызыл-Мазарское месторождения), в Казахстане (Жилианское) и Узбекистане (Тюбегатанское). Один из круп-

нейших в мире бассейнов калийных солей расположен на территории Германии. Калийные соли имеются в Китае (провинция Цинхай), в Канаде (Саскачевань), во Франции (Эльзас), в США (Делаварский бассейн). Основные запасы калийных солей капиталистических и развивающихся стран Азии сосредоточены в Иордании и Израиле.

Как и по большинству неметаллических полезных ископаемых, ГОСТов и общепринятых технических условий на сырье калийных и магнезиальных солей нет. Это объясняется, с одной стороны, большим разнообразием этого сырья по его химическому и минеральному составу, с другой – различием горнотехнических условий его добычи и многообразием применяемых методов обогащения и переработки, в совокупности определяющих себестоимость готовой продукции, а следовательно, и рентабельность работы предприятия. Могут помочь ГОСТы к уже готовой продукции, в особенности, когда она представляет собой сырье, подвергнувшееся только размолу.

Согласно действующему ГОСТу 4568-95 хлористый калий, получаемый в результате переработки калийных руд, должен отвечать условиям, приведенным в табл.10.2.

Таблица 10.2

**Технические требования к хлористому калию
по ГОСТ 4568-95 (статус: действующий)**

Показатель	Норма для марки			
	мелкий		гранулированный	
	1-й сорт	2-й сорт	1-й сорт	2-й сорт
Внешний вид	Мелкие кристаллы серовато-белого цвета или мелкие зерна различных оттенков красно-бурого цвета		Спрессованные гранулы неправильной формы серовато-белого или различных оттенков красно-бурого цвета или крупные кристаллы серовато-белого цвета	
Массовая доля калия в пересчете на K_2O , %: не менее	60	58	60	58
Массовая доля воды, %, не более	0,5	0,5	0,5	0,5
Гранулометрический состав (массовая доля фракций), %: более 6 мм от 1 до 4 мм, не менее	0 Не нормируется	0 Не нормируется	Не нормируется 95 95	

менее 1 мм, не более	Не нормируется		5	5
Динамическая прочность (массовая доля неразрешенных гранул), %, не менее	Не нормируется		80	80
Рассыпчатость, %	100	100	100	100

Примечания: 1. Хлористый калий, предназначенный для розничной торговли, должен изготавливаться марки «Мелкий» серовато-белого цвета.

Для производства лечебно-профилактической соли используют указанный хлористый калий, не обработанный реагентами – реагентами антислеживателями.

2. Хлористый калий, предназначенный для сельского хозяйства, должен изготавливаться марки «Гранулированный» или в крупнокристаллическом виде. По согласованию с потребителем хлористый калий может поставляться марки «Мелкий».

3. Гранулометрический состав должен составлять: свыше 6 мм – не более 2 %, от 1 до 4 мм – не менее 65 %, менее 1 мм – не более 5 %.

10.2. Обогащение калийных руд

При обогащении калийных руд решаются такие основные задачи, как отделение калийсодержащих минералов от других сопутствующих минералов (галита, ангидрида, а также от так называемого «нерастворимого остатка» – глины, песчаника и т.д.) и разделение калийсодержащих сульфатов от хлоридов калия.

Отличительной особенностью калийных руд является то, что почти все входящие в них минералы хорошо растворимы в воде, вследствие чего механическое обогащение может производиться либо без применения водной среды (сухое обогащение), либо при использовании насыщенных растворов солей.

При обогащении калийных руд могут применяться следующие методы: радиометрический, термический, гравитация, физико-химический, флотация, флотогравитация, электросепарация.

10.2.1. Радиометрическая сепарация

Вовлечение в переработку во все больших масштабах бедных по содержанию калийных руд и зачастую труднообогатимых предопределяет необходимость широкого применения предварительного обогащения, в частности, радиометрических методов обогащения.

Крупнокусковая сепарация этих руд позволяет решать следующие технологические задачи:

- выделение отвальных хвостов;
- деление руды на технологические типы;
- удаление вредных примесей перед последующей переработкой.

Вещественный состав калийных руд позволяет эффективно обогащать их с применением рентгенолюминесцентного и фотометрического методов (например, Верхнекамское месторождение).

К числу основных трудностей, встречающихся при переработке сильвинитовых руд, относится повышенное содержание нерастворимого остатка, представленного глинами, снижение содержания ценного компонента. Важной задачей является организация складирования отходов калийного производства (шламов, галита) с целью охраны окружающей среды. Предварительная концентрация бедной сильвинитовой руды рентгенолюминесцентной сепарацией позволяет [47] резко повысить в ней содержание основного компонента – K_2O . Сильвинитовый продукт представляет собой высококачественное сырье с низким содержанием нерастворимого остатка. Галитовый продукт может быть использован для производства технической соли или направлен в хвосты. Свыше 70 % от сепарируемых классов крупнокусковых хвостов может быть использовано для закладки горных выработок.

Исследования обогатимости сильвинитовых руд Верхнекамского и Старобинского месторождений фотометрическим методом показали [47] возможность выделения из рядовой руды в крупнокусковом виде (+5 мм) до 40 % (55 % от продукта, отправляемого на сортировку) галитовых отходов с содержанием хлористого калия от 3 до 10 %. При этом в хвосты извлекается до 80 % нерастворимого остатка, а содержание хлористого калия в обогащенном продукте повышается до 40 %.

При использовании двух- и трехоперационной сортировки возможно выделение хлористого калия до 85 % и светлой разновидности каменной соли с содержанием хлористого натрия до 96 %.

Применение предварительного обогащения сильвинитовых руд методом фотометрической сортировки позволяет:

- увеличить балансовые запасы сильвинитов за счет вовлечения в переработку сырья с низким содержанием хлористого калия;
- увеличить мощность рудников за счет применения более производительной, но менее селективной добычной техники и технологии;
- повысить стабильность качества руды;
- организовать первичное обогащение непосредственно на руднике;

- повысить технологические показатели вторичного (последующего) обогащения за счет стабильности качества поступающего на него сырья;
- повысить комплексность использования сырья за счет выделения светлой разновидности галита;
- уменьшить вредное влияние отходов на окружающую среду за счет частичного складирования их в крупнокусовом виде и использования галита.

10.2.2. Декрипитация (термический метод)

Декрипитация – это способность галитовых кусков растрескиваться при нагревании. Она была использована для разработки термического метода обогащения калийных руд.

Природные калийные соли (сильвинитовые руды), как было показано ранее, представлены чередованием сильвинитовых и галитовых пластов мощностью от нескольких сантиметров до 1 м и прослоями глинисто-карбонатной породы. Полезный минерал преимущественно сосредоточен в сильвинитовых пластах и прослоях.

Естественно, что при таком строении сильвинитовых пород извлечение полезного минерала путем тонкого измельчения всей руды и последующего его выделения одним из применяемых в настоящее время методов не будет наиболее эффективным. С технологической точки зрения было бы целесообразным сосредоточить полезный минерал в одном из классов крупности путем селективного разрушения или дробления отдельных пластов или прослоев, содержащих один какой-либо минерал.

Эффективность применяемых в настоящее время мокрых методов обогащения сильвинитовых руд во многом зависит от содержания полезного вещества в исходной руде и особенно примесей глинистого и карбонатного вещества. Выделение сильвинитовых прослоев путем селективной добычи из общей солевой массы позволило бы получить руду с содержанием полезного минерала в ней в 2 и более раза выше его общего содержания в разрабатываемом месторождении.

Вторым возможным методом обогащения хлористым калием перерабатываемой руды является селективное разрушение или дробление руды с последующим разделением ее грохочением. При наличии переslaивания сильвинитовых пород важным для технологического процесса является нахождение условий преимущественного разрушения или дробления отдельных полиминералов, содержащихся в разрабатываемых пластах.

Еще ИОНХ АН БССР было установлено, что при нагревании кусков крупнокристаллической руды до температуры 300–600 °С наблюдается явление термического самораздробления природной галитовой породы до моно- и полиминеральных зерен крупностью меньше 5 мм, в то время как богатые хлористым калием сильвинитовые куски изменений гранулометрического состава практически не претерпевают. Последующее сухое грохочение позволяет сконцентрировать в одном из продуктов разделения содержащийся в руде хлористый калий.

Время, необходимое для термического разрушения, зависит от крупности исходной руды и включает время нагревания руды до начала разрушения и время непосредственного разрушения галита. Опыты показали, что разрушение образцов, если они приняли нужную температуру, происходит быстро и длится несколько секунд, в то время как нагрев их требует большего времени (несколько минут). При температурах выше 600 °С время разрушения не зависит от температуры, остается постоянным, тогда как время прогрева зависит от величины последней.

При термическом разрушении галитовых кусков происходит также перераспределение между классами крупности содержащегося в руде нерастворимого остатка. Тонковкрапленный нерастворимый остаток распределяется одинаково между всеми классами крупности, тогда как прослойки нерастворимого остатка попадают в крупные классы. Использование более крупной галитовой породы позволяет при низких температурах осуществить более полно их термическое разрушение.

При небольшой мощности сильвинитовых прослоек порядка 10 мм последние при термической обработке переходят в крупные классы с невысоким содержанием хлористого калия. В образцах с более мощными сильвинитовыми прослойками содержание хлористого калия в крупных классах значительно повышается.

Опыты по термическому разрушению сильвинитовых пород показали, что строение оказывает существенное влияние на степень разрушения. Тонковкрапленный сильвинит с высоким содержанием хлористого калия практически не разрушается. Сильвинит, вкрапленный в галит в виде отдельных редких зерен, при термической обработке породы разрушается и попадает в мелкий класс. Значительное содержание в галите примесей карбонатно-глинистого вещества препятствует разрушению галитовой породы.

После нагревания сильвинитовой руды Верхнекамского месторождения при температуре 450 °С во вращающейся барабанной печи содержание KCl в крупном классе (> 50 мм) увеличивается по сравнению с исходной рудой в 2 раза при извлечении KCl в этот класс более 70%.

В мелких классах (< 30 мм) содержание KCl уменьшается до 5–6 % при извлечении 8 %. Увеличение температуры до 550 °С ведет к повышению содержания KCl в крупном классе (> 50 мм) до 57,34 % без ухудшения качества мелких классов. Использование для термической обработки руды крупнее 200 мм приводит к уменьшению количества KCl в классе > 50 мм до 50 % при одновременном снижении его содержания в мелких классах (2 мм) до 4,4 %, следовательно, извлечение KCl в крупные классы при этом возрастает. Извлечение хлористого калия в крупный класс в зависимости от температуры и времени прогрева колеблется в пределах 80–88 %.

Особенно перспективным этот метод представляется в сочетании с электростатическим методом обогащения сильвинитовых руд, требующим для успешной сепарации предварительного нагрева руды.

10.2.3. Гравитация

Возможность эффективного обогащения калийных руд гравитационными методами обуславливается двумя факторами: различием удельного веса галита ($2,12\text{--}2,14$ г/см³) и сильвина ($1,98\text{--}2,0$ г/см³) и относительно крупной вкрапленностью последнего, что позволяет достичь достаточно полного раскрытия сростков при крупном измельчении руды. Небольшая разница в удельных весах предопределяет необходимость применения обогащения в тяжелых суспензиях.

В работе [46] предлагается проводить многоступенчатое разделение в тяжелых стабильных органических жидкостях продуктов, содержащих калийные соли. В качестве таких жидкостей применяются смеси тетрабромэтана и жидких углеводородов (легкий и тяжелый бензин, керосин, газойль, толуол, бензол, декалин, тетралин, метанол, хлороформ, четыреххлористый углеводород).

Некоторые калийные руды при дроблении до 30–50 мм могут быть разделены в тяжелых суспензиях с выводом около 40 % породы из последующего процесса обогащения. Перспективным в ряде случаев является обогащение руд, измельченных до 1–5 мм, в гидроциклонах при применении магнетитовой суспензии в насыщенном водном растворе солей, позволяющих отделить сильвин (плотность 1,98), лангбейнит и полигалит (плотность 2,8) от галита (плотность 2,14).

Опыты Х.М. Александровича, М.М. Павлюченко и др. по разделению проб калийной руды Старобинского месторождения показали принципиальную возможность ее обогащения в тяжелых суспензиях. Разделение этой руды, дробленной до 5–0 мм, в магнетитовой суспензии в

гидроцилонах показало возможность выделения около 30 % отвальных хвостов, содержащих около 2 % KCl и концентрата, содержащего 86 % KCl, а также промпродукта. Промпродукт и класс $-0,5+0$ мм могут дообогащаться флотацией.

Таким образом, применение комбинированной гравитационно-флотационной схемы может дать существенный технико-экономический эффект.

На отечественных фабриках гравитационное обогащение пока не применяется. Но в мировой практике есть промышленные установки для обогащения силвинитовых руд. Так, например, во Франции обогащению руд Эльзасского месторождения в тяжелых суспензиях подвергают класс крупностью от 30 до 4 мм, а фракцию меньше 4 мм и промпродукт обогащают флотацией. Тяжелая суспензия имеет плотность $2,2 \text{ г/см}^3$. В Канаде руды месторождения Саскачевань дробятся в 1–2 стадии и обогащаются в тяжелых суспензиях с использованием магнетита [46].

Обогащение в тяжелых средах крупнодробленых руд может оказаться целесообразным в сочетании с другими методами обогащения.

В тех случаях, когда вскрытие минералов руды происходит при крупном измельчении, целесообразно применение флотогравитации. Например, для отдельных типов руд на Березниковском комбинате установлена возможность вскрытия минералов при измельчении до 2–3 мм и эффективность применения флотогравитации.

Лекция 21

- План лекции: 1. Обогащение. Химический метод [10 с 270, 46 с 145–146]
2. Флотация [46 с 146–155]
3. Электрическая сепарация [46 с 155–157]
4. Схемы обогащения и фабрики [10 с 272–276, 46 с 157–164]
5. Вопросы охраны окружающей среды [46 с 165–167]

10.2.4. Химический метод

Химический метод переработки калийных солей, впервые освоенный в немецкой калийной промышленности (1861 г.), до настоящего времени широко применяется на калийных предприятиях различных стран.

Этот метод основан на повышении растворимости хлористого калия в воде по мере увеличения температуры (при 0°C – 21,2 %; при 50°C – 30,1 %; при 100°C – 35,9 %) при практически не изменяющейся растворимости хлористого натрия (26,3–28,2 %). В процессе обработки

сильвинита обратным маточным раствором при температуре, близкой к 100 °С, в раствор переводится главным образом хлористый калий, большая часть хлористого натрия в раствор не переходит. При охлаждении полученного горячего раствора хлористый калий выпадает в осадок, который отделяется от жидкой фазы и направляется на сушку. Маточный раствор разбавляется водой и возвращается на растворение. Хлористый калий, полученный из сильвинита химическим методом на новых заводах, содержит около 96–97 % KCl и 3–4 % NaCl. Промывкой продукта водой на центрифуге удастся получить хлористый калий с содержанием 97–98 % KCl.

Для сильвинито-карналлитовых руд может применяться «холодное разложение карналлита». При обработке небольшим количеством воды карналлит разлагается на твердый хлористый калий и раствор, содержащий преимущественно хлористый магний. Последний переходит в жидкую фазу, в то время как хлориды калия и натрия остаются в осадке, образуя своего рода искусственный сильвинит, перерабатываемый в хлористый калий одним из методов обогащения. После холодного разложения щелок делится на 2 части, одна из которых разбавляется водой и возвращается в процесс, а вторая используется для получения хлористого магния или направляется в сброс.

Лангбейнитовую руду обрабатывают холодной водой. Так как NaCl при этом растворяется во много раз быстрее, чем лангбейнит и кизерит, то он переходит в раствор, отделяясь от нерастворимого остатка, который после сушки является готовым удобрением.

Для повышения эффективности химического метода обогащения применяют обработку ультразвуком. Применение импульсного ультразвука [46] в 4–5 раз увеличивает скорость растворения сильвинита, в 2 раза – скорость выщелачивания KCl при химическом обогащении калийных руд.

В работе [46] рассмотрено применение метода растворения и кристаллизации для переработки обогащенного по хлористому калию продукта. Это позволит снизить энергетические затраты, уменьшить фронт сгущения шламов и обезвоживания галитового отвала.

10.2.5. Флотация

Большая часть калийных руд в настоящее время обогащается флотацией. Такое преимущество флотации сохранится, по-видимому, и в последующее время, несмотря на прогрессирующую роль химического и радиометрического методов обогащения.

Применение флотации для разделения солей, в частности, чилийской селитры, было впервые осуществлено Жанпрустом, а солей океанического происхождения – Пылаевым, исследовавшим очистку поваренной соли от нерастворимых в воде минеральных загрязнений, и М.А. Эйгелесом, применившим этот метод для извлечения фтористого натрия из плава [46]. В 1934 г. были построены первые предприятия по переработке природных солей и промышленная фабрика по получению калийной соли в Карлсбаде (США).

Обширные исследования по флотации водорастворимых солей, послужившие началом развития флотационного процесса в СССР и за рубежом, были выполнены в Механобре. Большое внимание исследователями уделялось изучению ионного состава жидкой фазы. Было установлено, что из двух солей, каждая из которых флотируется в своем растворе, одна соль не флотируется в присутствии другой [46]. Хлористый калий успешно флотируется в растворе, насыщенном хлористым калием. В растворе, насыщенном хлористым калием и натрием, его флотируемость уменьшается и полностью прекращается в растворе, насыщенном хлористым натрием. В этом случае ионы жидкой фазы оказывают депрессирующее действие на флотацию минералов.

Флотация солей основана на определенных теоретических положениях. Работ в этой области много. Это обусловлено как промышленной значимостью, так и специфичностью их как объекта флотации. Минералы калийных солей имеют четкую кристаллическую ионную структуру.

Флотация калийных солей имеет ряд особенностей. Основной особенностью является то, что флотация осуществляется в насыщенном растворе солей, присутствующих в руде.

Некоторые специфические особенности флотации солей в насыщенных растворах, выражающиеся в изменении флотируемости соли при изменении состава солевого раствора, в наличии у ряда солей избирательной флокуляции, в сильном пенообразовании, в повышении вязкости и поверхностного натяжения раствора, в высаливании большинства реагентов и пр., приводят к ослаблению или даже полной потере собирательных и пенящих свойств значительного количества флотореагентов. Не менее необычна крупность флотируемого материала. Возможно эффективное извлечение частиц размером до 4–5 мм. Часто приходится переводить в пену тонкодисперсные микронных размеров шламы. Этим обусловлено появление и применение нескольких конкурирующих конструкций флотационных машин, призванных осуществлять грубозернистую и шламовую флотацию [17,62].

Несмотря на отмеченную специфичность флотации калийных солей, на флотацию растворимых солей распространяются основные теоретические положения, разработанные общей теорией флотации. Для флотации солей применяют те же реагенты, что и для флотации других полезных ископаемых: собиратели, регуляторы, пенообразователи. Надо сказать, что многие принципы этой общей теории подтверждаются и развиваются.

При флотации калийных руд сохраняется принцип гидрофобизирующего действия собирателей на поверхность минералов и т. д.

Для повышения эффективности флотационного метода обогащения калийных солей в настоящее время проводятся интенсивные исследования по изысканию природных флотореагентов и накоплению экспериментальных данных по флотации солей, по выяснению влияния различных факторов на скорость и механизм флотации, а также по улучшению технологических показателей.

По С.А. Кузину и Л.И. Стрёмовскому, флотируемость отдельных минералов зависит от их растворимости в данной среде. При флотации собирателями, не образующими труднорастворимых соединений с катионами флотируемого минерала, флотируемость увеличивается в среде, увеличивающей растворимость этого минерала. При использовании собирателей, которые могут образовать с катионами минерала труднорастворимые соединения, флотируемость минерала увеличивается при уменьшении его растворимости в среде.

Поскольку основными компонентами сильвинитовых руд являются сильвин и галит с примесями глинисто-карбонатных минералов, а жидкой фазой – насыщенный солевой раствор, то наиболее важны исследования гидрофобизации этих минералов селективно адсорбирующимися ПАВ, процесса мицеллообразования их в растворах, а также вопросы флотационного поведения глинистых минералов и взаимодействия их с реагентами модификаторами.

Более полно селективная гидрофобизация сильвина осуществляется ионогенными ПАВ, преимущественно катионоактивными – первичными алифатическими аминами с длиной углеводородной цепи от C_{12} до C_{18} . Применяется также смесь первичных насыщенных аминов C_{14} , C_{16} , C_{18} или C_{16} , C_{18} , C_{20} в соотношении 1:1:1; особенно пригодна смесь, состоящая из 30 % гексадециламинацетата, 25 % октадециламинацетата и 45 % октадециламинацетата. При низкой температуре применяются аминосмеси с короткими цепями, при высокой температуре – с более длинными.

Рекомендуется использовать смесь аминов с насыщенной и нена-

сыщенной углеводородной цепью при соотношении их 3:1; нормальный одноосновной алифатический спирт с содержанием в молекуле 4–20 атомов углерода или смесь таких спиртов; смесь уксуснокислой соли первичных алкиламинов ($C_{12}-C_{18}$) и одноосновного спирта, например, метилизобутилкарбинол; омыленное хлопковое масло; алкогольшульфаты с 8–12 атомами углерода типа $C_nH_{2n+1}SO_4Me$; сульфатоктадецил натрия; алкилзамещенные соли гаунидина (алкильный остаток содержит C_7-C_{20} , например, октиламингидрохлорид или децилгуанидингидрохлорид), ацилпроизводные этилендиамина (ацилгруппа содержит $C_{10}-C_{18}$); сложные эфиры солянокислого глицина; сульфатпроизводные лауриновой кислоты или лауринового алкоголя, например, лаурилсульфат; продукты реакции аминов с хлористой серой; хлорированные и аминированные углеводороды; полисахариды. Рекомендуется также проводить флотацию сильвина ступенчато с добавлением в последующих ступенях собирателя с большим молекулярным весом. В первую очередь добавляется октиламинацетат и в следующую – смесь гексадецила, октадецила и октадецениламина.

Несколько менее селективным гидрофобизирующим действием на КСІ обладают также анионоактивные алкилсульфаты Na с длиной цепи от C_8 до C_{10} . Для флотации сильвинитовых руд в отечественной и зарубежной калийной промышленности наиболее широко используются амины. Других ПАВ, обладающих сравнимым с аминами и алкилсульфатами гидрофобизирующим на КСІ действием, практически пока неизвестно, хотя предложено много других. Так, в работе [61] показано, что флотация сильвина возможна также жирными кислотами (C_7-C_{13}) в насыщенных растворах с высоким содержанием магния или же анионным реагентом – окисленным уайт-спиритом.

Указанные выше реагенты являются одновременно собирателями и вспенивателями. Однако для экономии дорогостоящих собирателей рекомендуют применять следующие вспениватели: крезилкислоты и крезол, сосновое масло, смесь терпеновых спиртов.

В качестве реагента-собирателя применяют также смеси первичных алифатических аминов с четным и нечетным числом атомов углерода в углеводородном радикале, содержащем 8–28 атомов углерода. Флотация хлористого калия из фракции руды крупностью –0,3+0 мм осуществляется амином с добавкой полиакриламида (ПАА) при соотношении 1:0,05–0,3 или амином с добавкой органических углеводородов (ОУ) парафинового, ароматического, нафтенного ряда или их смесей при соотношении 1:0,5–3,0 соответственно или совместно с органическими углеводородами и полиакриламидом.

В качестве реагента-собирателя для флотации шламов используют полиоксипропиленгликолевые эфиры моноалкилфенолов, имеющие 8–14 атомов углерода в алкильной группе, с количеством оксипропильных групп в радикале 20–30.

Для сальвинитовой флотации в качестве реагента депрессора применяется модифицированная карбамидоформальдегидная смола с весовыми соотношениями мочевины:формальдегид:полиэтилен-полиамин, соответственно, в интервале 1:1,12:0,05–1:2,70:0,30.

В качестве депрессора используют также модифицированную карбамидоформальдегидную смолу с массовыми соотношениями мочевины:формальдегид:полиэтиленполиамин, соответственно, в интервале 1:2,70:0,30.

Важное значение имеют регуляторы пульпы. В качестве последнего, применяют тетралин, декалин, производные маннозы или галактозы, тетрагидронафталин, введение которых способствует установлению резкой границы между пеной и раствором, диметилсиликон, фенилсиликон, акрилонитрилполимер, в котором нитрильная группа находится в соляной форме, полигликоли и их эфиры с молекулярным весом $M > 300$, особенно метоксипропиленгликоль с $M = 750$.

В качестве селективного подавителя сальвина рекомендуются катионоактивные вещества; вторичные амины типа R^I-NH-R^{II} , где R^I парафиновый углеводород с цепью от C_8 до C_{20} , а R^{II} – короткий радикал (метил или этилгруппа) и четвертичные алкиламины, алкиламиды и др.

При обогащении каинито-лангбейнитовых руд для флотации сульфатов калия и магния (лангбейнита и полигалита) применяются карбоновые кислоты с C_7 – C_9 (0,3–0,6 кг/т), а для флотации хлоридов (сальвина, каинита) катионные реагенты (20–40 г/т). Когда в этих рудах хлориды присутствуют в сравнительно небольшом количестве, предпочитают вести коллективную флотацию всех калиевых минералов, применяя карбоновые кислоты и амины одновременно.

Для уменьшения слеживаемости концентратов стараются не переизмельчать руду и флотировать частицы максимальной крупности. Применение неполярных или малополярных добавок в сочетании с аминами позволяет повысить крупность флотируемых зерен сальвина с 0,5–0,8 до 2,0–2,5 мм. Кроме того, для улучшения флотируемости крупных зерен калийных солей предлагается обработать их в сухом состоянии маслами, а затем флотировать обычным способом. Имеются сообщения о возможности флотации сальвинитовой руды более крупного помола (0,5–6,4 мм). В качестве реагентов предложены собиратель – ацетат N -лазуриламмин, вспениватель – метилизобутилкарбанол с добавкой для увеличения се-

лективности и выхода сильвина высокопарафинистых нефтяных фракций [46].

Для флотации *каинито-лангбейнитовой руды* эффективными в качестве собирателей являются энантовая и каприловая жирные кислоты, смесь жирных кислот C_7-C_9 или их мыла, а также смесь омыленного асидола с жирными кислотами, а для флотации шенита-некаль (смесь натриевых солей моно- и дитрибутилнафталинсульфокислот) [46]. Эти реагенты обладают одновременно собирательным и вспенивающим действием. Однако для экономии дорогостоящих собирателей применяются в качестве вспенивателей крезил-кислоты и крезолы, сосновое масло, смесь терпеновых спиртов, поливиниловый спирт и др.

Флотация галита и примесей из сильвинитовой руды происходят в присутствии активаторов: солей свинца и висмута, жидкого стекла. В качестве реагентов-собирателей применяются жирные кислоты и их соли, смоляные кислоты и их соли, нафтенновые кислоты, омыленные пальмовое и кокосовое масла, кислые производные продуктов окисления нефти.

Карналлит флотируется лауриламином.

В последнее время во флотационной практике все большее применение находят аполярные собиратели типа различных масел и углеводов.

Отрицательное влияние на флотацию оказывает присутствие в руде глины.

Тонкодисперсный состав соленосной глины во флотационной пульпе – одна из главных причин отрицательного действия ее на процесс флотации калийных солей. Оно проявляется в снижении селективности процесса и резком уменьшении извлечения KCl в концентрат даже при относительно низком содержании нерастворимого остатка в руде. Селективность флотации снижается частично из-за механического выноса шламистых частиц в пенный продукт, а также из-за совместной флотации коагулятов, включающих наряду с мелкодисперсными частицами KCl , $NaCl$ и частицы глинисто-карбонатных шламов. Механический вынос обусловлен захватом минерализованной пеной некоторого количества жидкой фазы, содержащей наряду с солевыми минералами также шламистые частицы нерастворимого остатка.

Повышение селективности процесса флотации может быть достигнуто предварительным обесшламливанием калийной руды перед сильвиновой флотацией, а также изменением физико-химических свойств соленосной глины и ее поверхности перед обогащением руды. Это может быть достигнуто как обработкой глинисто-солевых диспер-

сий эффективными реагентами специфического состава, так и термическим воздействием на соляную породу, которое обеспечивает увеличение прочностных и изменение коллоидно-химических свойств глинистых примесей.

Необходимым условием успешной флотации минералов калия из руд является устранение вредного действия глинистых шламов, нарушающих селекцию и увеличивающих расход собирателя за счет его адсорбции. Это достигается несколькими путями:

- флотацией глинистых шламов окисленным уайт-спиритом (реагентом ФР-2) 0,25 кг/т после предварительной коагуляции их щелочным раствором крахмала (0,06–0,08 кг/т) или другими коагулянтами;
- подавление флотации глины производными целлюлозы, кремниевой кислотой, полиакриламидом, AlCl_3 , $\text{Al}_2(\text{SO}_4)_3$, известью;
- гидрофобизацией глины органической жидкостью с последующим отстаиванием и отделением;
- механическим выводом глинистых шламов.

В качестве реагентов для предварительной флотации глинистых шламов и их депрессии применяются также [46] метиловый эфир целлюлозы, щелочные соли карбоновых кислот, крахмал и его производные, особенно гликолят крахмала, алкилцеллюлоза, сульфитно-целлюлозный шлок; акриломидполимеризат, декстрин, производные лигнина, желатина, казеин, клей, соляная кислота, полигликоли и их эфиры с молекулярным весом $M > 300$, ксантогенаты крахмала и полисахариды, воднорастворимый акрилонитриловый полимер в количестве 0,009 кг/т. Флотация калийных солей, содержащих 1–10 % CaSO_4 , успешно осуществляется при снижении pH соляной кислотой до 2–3,5, в этом случае содержание KCl повышается с 95,7 % при $\text{pH} = 3,5$ до 96,5 % при $\text{pH} = 2,5$.

Для уменьшения потерь сильвина со шламами последние подвергаются сгущению и поступают на доизвлечение KCl методом галургии.

Хорошие результаты дает использование ультразвука при механическом диспергировании суспензии перед флотационным обесшламливанием (эффект увеличивается в 2 раза).

В СНГ флотационный метод обогащения успешно применяется на Березниковском, Соликамском, Стебниковском и других калийных комбинатах. При обогащении сильвинитовых руд флотацией достигается извлечение 88–92 %, содержание K_2O в концентратах равно 57–61 %. В сравнении с химическим методом флотация имеет следующие преимущества: резкое сокращение расхода топлива, меньшую коррозию аппаратуры, уменьшение слеживаемости концентратов при складировании, упрощение схемы, улучшение условий труда.

Большое значение при флотации калийных руд имеет тип и конструкция флотомашин. Испытания показали, что пульсационная флотация позволяет упростить технологию за счет сокращения перечистных операций, повысить качество готовой продукции без снижения извлечения, а иногда при его повышении, снизить расход энергии на флотацию [49]. На опытной фабрике АО «Уралкалий» испытана флотационная колонна со струйным аэратором.

10.2.6. Электрическая сепарация

Поскольку калийные соли добываются сухими, а их обычное обогащение осложняется необходимостью ведения процесса в насыщенных растворах, то значительную перспективность имеют сухие методы обогащения и в том числе электрическая сепарация. В Советском Союзе этот процесс применительно к калийным рудам детально изучался А.А. Смирновым [46].

В зарубежной литературе также имеются сообщения о возможности электросепарации калийных руд.

Развитие электрических методов в применении к калийным рудам идет в двух направлениях. Первый путь – зарядка частиц при трении друг о друга в условиях определенного режима термообработки (нагревания и охлаждения смеси в оптимальном диапазоне температур) и последующее разделение смеси в электрическом поле постоянного напряжения при свободном падении частиц. Второй путь – метод коронно-барабанной сепарации, при которой смесь подвергается предварительной обработке поверхностно-активными веществами, обеспечивающими значительную разницу в электропроводности частиц минералов с последующим разделением на коронном сепараторе. Имеющиеся сообщения свидетельствуют о наличии ряда вариантов этих методов.

Для обогащения калийных руд (сильвинита, лангбейнита) первым путем их измельчают и нагревают до температуры 300–700 °С. Заряженный и охлажденный до 39–218 °С материал пропускают через электростатическое поле высокого напряжения. Оптимальное разделение достигается при 65–120 °С.

Руда также может заряжаться на вибрационном желобе, который сообщает различные электростатические заряды частицам галита и сильвина.

Образование заряда возможно путем соприкосновения с электропроводящими электродами, ионизированными газами или свободными зарядами. На частицах солей образование заряда возможно при их контактном трении. Для этого необходимо наличие хотя бы двух различных

частиц. По правилу Коэна, частицы с большой диэлектрической постоянной ($\text{NaCl} \approx 6,0$) заряжаются положительно, с меньшей ($\text{KCl} \approx 4,8$) – отрицательно.

Показано, что оптимальный контактный заряд образуется при столкновении частиц при их встряхивании [46]. При этом большое влияние на величину заряда оказывает природа подкладки, на которой производится встряхивание образцов. При зарядке частиц NaCl на подкладке из KCl или наоборот оказалось, что частицы NaCl и KCl получают одинаковые заряды, однако величина их зависит от температуры нагревания. Такое же положение наблюдалось и с другими галогенидами. Однако при совместном встряхивании частиц NaCl и KCl , например на подкладке из NaCl , они приобретают противоположные заряды и поэтому могут быть разделены. Разделение их зависит от подкладки, на которой происходит встряхивание. Например, оно не достигается при встряхивании на слюде. Большое влияние на величину зарядов оказывает влага.

Крупный класс обогащается лучше. Целесообразность раздельного обогащения классов крупности обуславливается различием оптимальных условий их сепарации. При этом отмечено большое влияние не только температуры нагрева руды, но и влажности воздуха.

С повышением влажности воздуха результаты сепарации ухудшаются (при влажности 60 % разделение сильвина и галита практически не происходит).

Опыты сепарации сильвинитовой руды Соликамского месторождения (класса $-1+0$ мм), содержащей около 40 % KCl , позволили получить концентрат с содержанием 80–85% KCl при извлечении его 86 % или с содержанием 90 % KCl при извлечении его 75–77 %.

Применяемые в настоящее время поверхностно-активные вещества для предварительной обработки частиц существенно увеличивают возможности зарядки солевых частиц при более низкотемпературном режиме их нагрева.

В качестве реагентов при сепарации солей возможно применение многих органических анионно-активных веществ и поливалентных органических соединений. Первые благодаря отщеплению катионов металлов или водорода образуют отрицательно заряженные радикалы. Они должны содержать не менее шести атомов углерода и большое число функциональных групп. К таким веществам относятся карбоксиметилцеллюлоза, декстрин, пирогаллол и др. К поливалентным электролитам относятся нафтеновые кислоты, смесь жирных кислот $\text{C}_4\text{--C}_9$, сульфированные амины жирных кислот, фталевая кислота и др.

Органические реагенты при расходе 50–150 г/т, избирательно за-

крепляясь на поверхности частиц различных минералов, резко понижают электропроводность, увеличивая тем самым разницу в зарядах разделяемых частиц.

При электростатическом обогащении сильвинитовой руды Верхнекамского месторождения реагенты добавлялись в сухом виде перед нагревательным барабаном. Из руды, содержащей 26,4 % KCl, получен концентрат с содержанием 94 % KCl при извлечении 89,4 %.

Сильвинитовые руды, содержащие глинистые шламы, требуют предварительной их промывки органическими веществами. Это значительно осложняет технологию и существенно повышает стоимость готового продукта.

Полупромышленные установки действуют в США на Карлсбадском месторождении и в Западной Германии.

10.2.7. Схемы обогащения и фабрики

В зависимости от характера руд схемы обогащения калийных руд имеют свои особенности (рис. 10.1- 10.3).

Основные обогатительные фабрики СНГ, перерабатывающие калийные руды, расположены на Урале, в Беларуси и Прикарпатье.

Фабрики ПО «Уралкалий»

В его состав входят пять действующих рудоуправлений: Первое и Второе Соликамские, Первое, Второе и Третье Березниковские, а также Ново-Соликамский и Четвертый Березниковский заводы.

Фабрика Первого Березниковского рудоуправления построена в две очереди. Первая очередь, введенная в эксплуатацию в 1954 г., имеет флотационное отделение и отделение растворения-кристаллизации. Вторая очередь – чисто флотационная.

Фабрика Второго Березниковского рудоуправления введена в эксплуатацию в 1969 г. и перерабатывает более труднообогатимые руды, содержащие до 7% глинисто-карбонатных шламов. Содержание сильвина составляет 30–32 %, галита 61–64 %.

Фабрики ПО «Белорускалий»

В его состав входят Первое, Второе и Третье рудоуправления, перерабатывающие руды Старобинского месторождения.

В рудах содержится около 22–27 % хлористого калия и 3–6 % нерастворимого остатка. Схемы всех трех фабрик сходны.

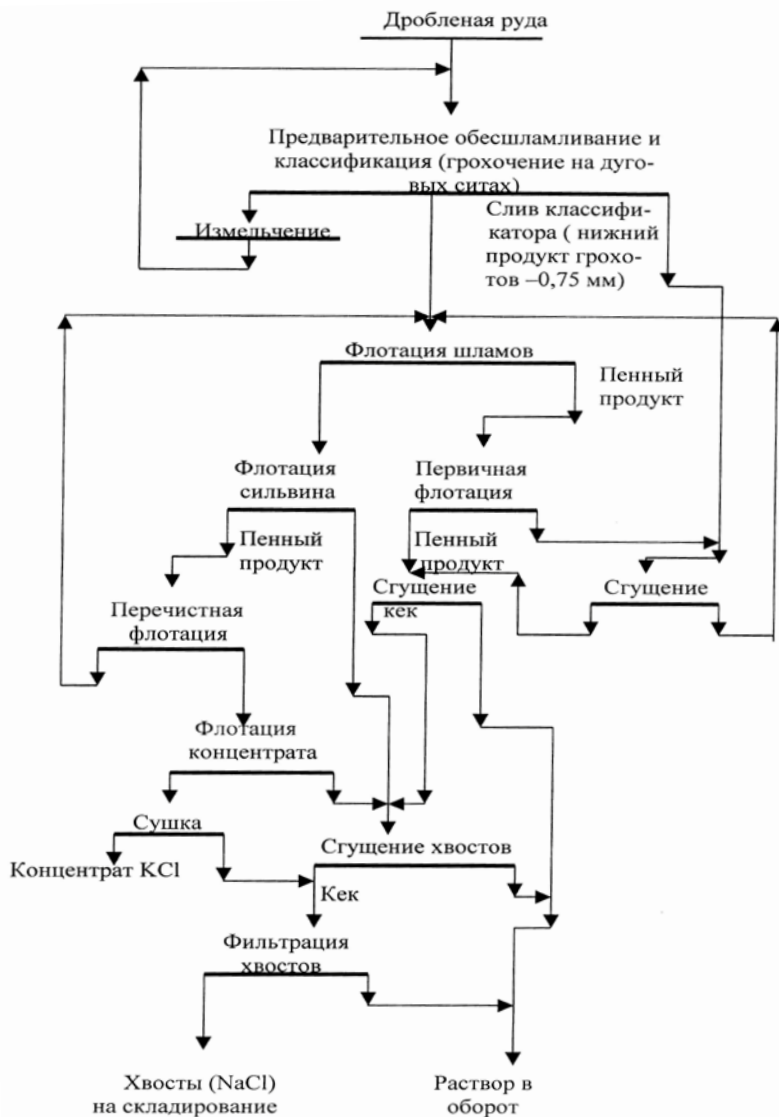


Рис. 10.1. Схема обогащения сильвинитовой руды

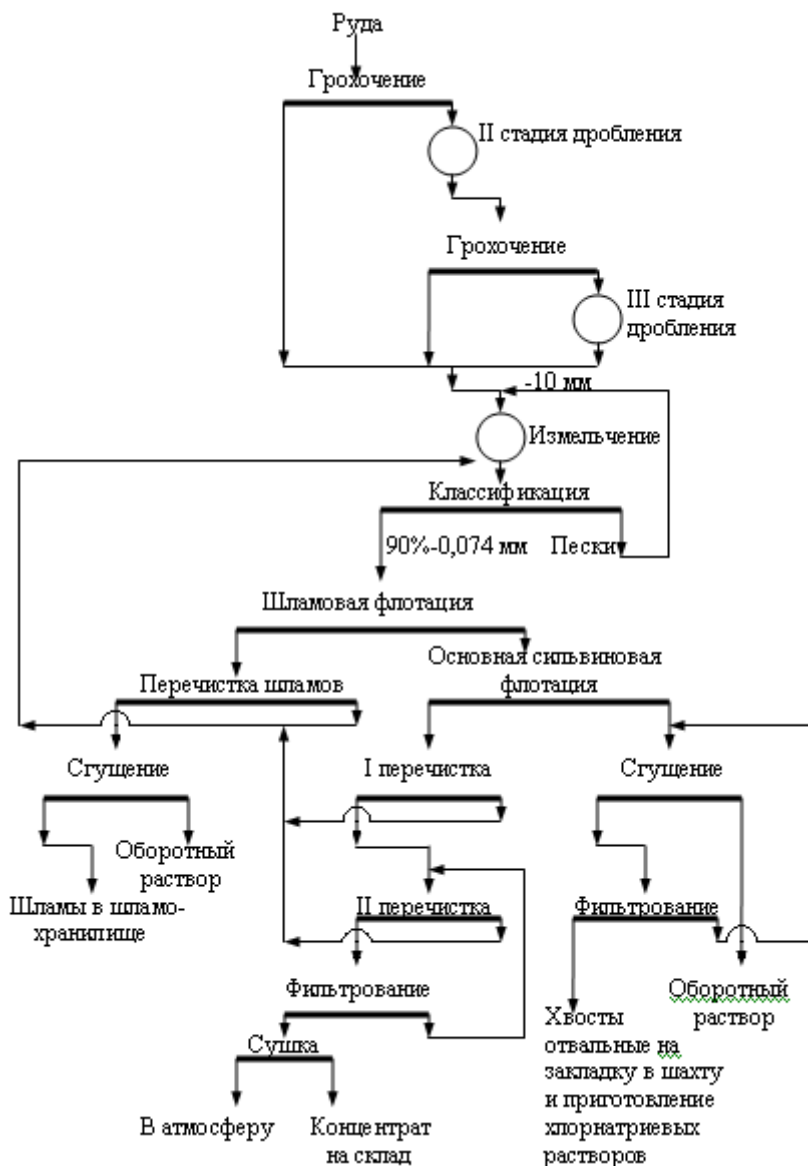


Рис. 10.3. Технологическая схема обогащения сильвинитовой руды на фабрике Первого Березниковского рудоуправления

Фабрика Стебнековского ПО

Фабрика перерабатывает каинито-лангбейнитовые руды сложного состава с очень большим содержанием нерастворимого остатка (до 16 %). Содержание K_2O в руде колеблется в пределах 8,5–10 %. Фабрика выпускает калий-магнеевый концентрат, содержащий 17,5–19 % K_2O .

Фабрика «Теодор» (Франция)

Руда фабрики «Теодор» содержит 30 % хлористого калия, 60 % галита и 10 % нерастворимого остатка. Фабрика работает с 1961 г. и имеет производительность 300 т/ч. Флотация ведется с использованием 60 г/т крахмала, 50 г/т амина и 25 г/т соснового масла. Конечный концентрат содержит 95–95,5 % KCl .

10.3. Вопросы охраны окружающей среды

В течение последних 20 лет на базе месторождений калийных солей создана крупная промышленность калийных удобрений. Несмотря на небольшой срок, общее количество отходов этого производства к настоящему времени значительное: только на ПО «Белорускалий» накоплено большое количество отходов, представленных растворимыми в воде солями, наличие которых создает ряд трудностей в защите окружающей среды.

Большое количество отходов в калийной промышленности обусловлено спецификой этой отрасли промышленности, базирующейся на переработке сильвинитовых руд с невысоким содержанием KCl (22–30 %) и повышенным содержанием нерастворимого остатка. При флотационном обогащении сильвинитовой руды 70–75 % ее уходит в отвалы, причем по существующим технологическим схемам предусматривается отделение глинистых примесей от солевых минералов. В результате получают два вида отходов: галитовые, на 90–94 % представленные хлористым натрием, и глинисто-солевые – полидисперсные системы сложного минералогического состава.

В настоящее время у нас отходы калийных предприятий, в том числе и ПО «Белорускалий», практически не используются и хранятся на поверхности земли в отвалах и земельных емкостях – шламохранилищах, занимая большие площади сельскохозяйственных угодий. Складирование отходов может привести к засолению подземных вод, водоемов, земельных угодий, что вызовет нарушение экологического равновесия в районах производства калийных удобрений.

Основной причиной загрязнения окружающей территории является проникновение солевых растворов в почву и водные источники. По-

этому первоочередной задачей было создание надежных рассолонепроницаемых экранов под основанием солехранилищ.

С целью уменьшения фильтрации солевых растворов в почву были предложены различные способы защиты окружающей территории от засоления и применением различных водо- и солонепроницаемых экранов. На ПО «Белорускалий» практическое осуществление нашли противофильтрационные экраны на основе полимерных пленочных материалов. Однако рассолонепроницаемые экраны почти полностью решают проблему защиты среды от засоления только в условиях аридного климата. Складирование отходов производства на открытой поверхности сопровождается интенсивным их растворением при выпадении атмосферных осадков на солеотвалы и шламохранилища. Калийные предприятия СНГ расположены в климатических зонах с повышенным количеством осадков, поэтому при выборе путей охраны природы в первую очередь следует учитывать количество рассолов, образующихся под действием этих осадков.

Растворяющее действие атмосферных осадков ведет к накоплению значительного количества избыточных растворов, содержание солей в которых может достичь 280–310 г/л. В среднем за год под действием атмосферных осадков с 1 га солеотвалов выделяется 5700 м³ высокоминерализованных рассолов, содержащих в пересчете на твердое вещество 1940 т солей. Высокая гигроскопичность галитовых отходов, значительная пористость и каверность верхних слоев солеотвалов благоприятствуют развитию в них конденсации водяных паров, что усиливает процесс водной эрозии поверхности солеотвалов, количество рассолов будет увеличиваться в арифметической прогрессии и через 20 лет достигнет 10,5 млн м³.

Предотвратить бурное нарастание избыточных солевых растворов при производстве калийных удобрений можно несколькими путями. Одним из них является захоронение, особенно уже накопившихся рассолов, в глубокие поглощающие горизонты. Этот путь, несомненно, представляющий практический интерес, является дорогостоящим и требует глубокой очистки закачиваемых рассолов от глинистых примесей.

Полностью предотвратить накопление рассолов можно при исключении растворения отходов атмосферными осадками. Это может быть достигнуто складированием отходов в отработанном шахтном пространстве, созданием на поверхности терриконов защитных покрытий, предохраняющих их от водной и ветровой эрозии, а также утилизацией отходов в различных отраслях народного хозяйства.

Захоронение отходов калийных предприятий в отработанное

шахтное пространство в силу ряда причин, связанных с геологическим строением Старобинского калийного месторождения и большой просадкой охранных целиков с отсутствием отработанной технологии закладки, в ближайшем будущем не получит широкого практического осуществления. В этой связи перспективным, экономически оправданным является расширение использования метода селективной добычи калийной руды, при применении которого одновременно повышается содержание КСl в добываемой руде и оставляется под землей значительная часть пустой породы.

Один из надежных и относительно дешевых путей устранения избыточных солевых растворов на поверхности – это разработка для солесвалов и шламохранилищ надежных и долговечных, соле- и водонепроницаемых, атмосферостойких защитных покрытий. Применение их для изоляции поверхности отработанных шламохранилищ от воздействия атмосферных осадков позволит рекультивировать и вернуть под сельскохозяйственное производство значительную часть занятых пахотных земель. Однако как захоронение солевых отходов в выработанное пространство, так и изоляция отработанных соле- и шламохранилищ от воздействия атмосферных осадков связаны с большими эксплуатационными и капитальными затратами.

Целесообразнее использовать отходы для получения пролонгированных удобрений, кормовой соли и глинопорошков для бурения.

11. ТЕХНОЛОГИЯ РУД СЕРЫ

Лекция 22

План лекции: 1. Сера, ее соединения и их применение [46 с 171-173]
2. Месторождения серосодержащего сырья [10 с 265-266]
3. Технические требования к сере [46 с 178-178]
4. Обогащение руд самородной серы [10 с 266-268, 14 с 295-296]
5. Способы извлечения серы из сульфидных металлов, природных сульфатов и угля [46 с 186-188]
6. Комплексное использование серосодержащих руд и охрана окружающей среды [46 с 188-192]

В природе сера встречается как связанная (в виде сульфидов и сульфатов), так и самородная. Кроме того, она концентрируется в нефтях, углях, природном горючем газе и некоторых минеральных водах.

Мировая промышленность серы состоит из двух секторов: дис-

креционного (добыча природной серы и колчеданов) и недискреционного (регенерация серы и получения побочной серной кислоты). Доля дискреционного сектора в общем объеме производства серы составляет менее 10 %. Источники этого вида серы находятся в Польше, Европе и Азии (Китай), Южном Америке. Колчедан как источник серы, в основном, утратил свое значение во многих странах, за исключением Китая, который остается единственной страной среди крупнейших производителей серы, где колчедан наряду с серой является основным сырьем для сернокислотной промышленности. Около 80 % мирового объема добываемых в мире колчеданов приходится на Китай.

Сейчас в мире насчитывается 80 стран, где производится различного вида сера. Только 23 страны являются крупными производителями серы (более 500 тыс. т/г) из них 14 выпускают регенерированную элементную серу. На эти 23 страны приходится более 90 % мирового объема производимой серы [1–4].

К числу наиболее крупных производителей серы относятся США, Канада, Россия, Казахстан, Китай, Япония, Германия и Саудовская Аравия, на долю которых приходится 65 % мирового объема.

По-разному удовлетворяют свои потребности в сере разные страны. Мексика и США используют в основном метод Фраша. Италия, занимающая по добыче серы третье место среди капиталистических государств, продолжает добывать и перерабатывать (разными методами) серные руды сицилийских месторождений и провинции Марко. У Японии есть значительные запасы серы вулканического происхождения. Франция и Канада, не имеющие самородной серы, развили крупное производство ее из газов. Нет собственных серных месторождений в Англии и Германии. Свои потребности в серной кислоте они покрывают за счет переработки серусодержащего сырья (преимущественно пирита), а элементарную серу импортируют. Россия полностью удовлетворяет свои потребности благодаря собственным источникам сырья. После открытия и освоения богатых Прикарпатских месторождений СССР и Польша значительно увеличили производство серы. Эта отрасль промышленности продолжает развиваться. Были построены новые крупные предприятия на Украине, реконструированы старые комбинаты на Волге и в Туркмении, расширено производство серы из природного и отходящих газов.

На ближайшее будущее прогнозируется изменение структуры производства серы и незначительное опережение предложения над спросом в развитых странах. В то же время спрос на серу будет увеличиваться в странах Ближнего Востока. Региональный спрос на серу будет

неуклонно повышаться, в основном, благодаря Китаю и Индии.

Увеличение спроса на серу происходит благодаря увеличению использования серной кислоты в производстве фосфорсодержащих удобрений. Основными потребителями серы являются крупные (более 1 млн т/г) производители удобрений: США, Марокко, Тунис, Индия, Китай и Бразилия.

Эксперты – Merchant Research & Consulting Ltd. Отмечают, что структура производства серы продолжает постепенно изменяться: добыча природной серы сокращается, объемы регенерированной серы и побочной серной кислоты увеличиваются.

Поэтому перспективы производства элементарной серы зависят, главным образом, не от роста спроса, а от положения на рынке нефти и газа, уровня цен на них и эффективности природоохранных мероприятий.

Мировое производство серы в 2000 г. составило 57200000 т, цена – 23,4–98 дол./т [1–4].

11.1. Сера, ее соединения и их применение в народном хозяйстве

Самородная сера бывает кристаллической и аморфной. Из кристаллических форм преимущественно встречается ромбическая сера, устойчивая при температуре ниже 95,5 °С, и моноклинная, устойчивая при 95,5–119 °С, а аморфная – метастабильна; при нормальной температуре они переходят в ромбическую модификацию. Сера амфотерна, поэтому может окисляться и восстанавливаться.

Природная сера может содержать изоморфные примеси Se, Te, As, а также механические примеси глинистых минералов и гипса, органических веществ (масла, битумы), влаги и минеральных кислот. Содержание примесей может достигать 0,5 % и более.

Чистая сера желтая, но примеси, особенно битумы, придают ей бурый, коричневый или черный цвет. Плотность серы при нормальной температуре, г/см³, составляет: ромбической – 2,07, моноклинной – 1,96, аморфной – 1,92. Температура плавления этих модификаций, соответственно, равна: 110–112,6 °С; 114,5–119 °С и 114,5 °С. Тепло- и электропроводность серы очень низкие; сера почти не растворима в воде и кислотах, но хорошо растворяется в сероуглероде, нефти, бензине и многих других органических жидкостях. Сера диамагнитна.

Наиболее важные соединения – это серы сернистый ангидрид (SO₂),

сероводород (H_2S) и серная кислота (H_2SO_4).

Источниками элементарной серы и сернистого ангидрида служат самородная сера, нефть и природные горючие газы, сульфидные руды различных металлов, сульфатные руды (гипсы и ангидриты), битуминозные пески и ископаемые угли.

Сера, получаемая из нефти и газа, характеризуется высокой чистотой и низкой себестоимостью.

При переработке сульфидных руд получают серную кислоту, сжиженный сернистый ангидрид и элементарную серу.

Значительное количество сернистого ангидрида выделяется с промышленными газами металлургических заводов при плавке сульфидных руд меди, свинца, цинка и других металлов, содержащих 0,3–1,5 % SO_2 . Извлечение последнего препятствует загрязнению воздуха и повышает комплексность использования сульфидных руд.

В ископаемых углях сера содержится в виде сульфидов (пирит и марказит) и в меньших количествах – в элементной форме, химически связанной с углем, и в сульфатах. Содержание серы в углях колеблется от 0,5 до 9,4 %.

Основное количество серного сырья (70–90 %) используется для получения серной кислоты. Последняя в большом количестве идет на изготовление фосфорных и азотных удобрений, в меньшей степени – калийных удобрений.

Следующим по значению идет производство различных соединений, кислот и очистка нефтепродуктов. Кроме того, кислоту используют в производстве инсектицидов, спичек, пиротехники, красок, пигментов, синтетических волокон, взрывчатых веществ, мыла и моющих средств, глюкозы, пластмасс, опреснении воды и в фармацевтической промышленности.

В меньшем количестве серную кислоту применяют в стекольной промышленности, в производстве кислотоупорных цемента, замазок, кожзаменителей, асфальтов.

11.2. Месторождения серосодержащего сырья

Серное сырье очень разнообразно, но промышленное значение имеет в первую очередь пока самородная сера. Выделяется два основных генетических типа месторождений: вулканогенно-гидротермальные и эк-

зогенные.

Вулканогенно-гидротермальные месторождения связаны с наземным вулканизмом. Среди рудовмещающих пород в основном распространены андезиты гиперстеновой серии: двупироксеновые, гиперстеновые, кварцевые и рогово-обманковые, а также туфобрекчии, туфы, лавобрекчии.

Самородная сера отлагается на границе сред с восстановительными и окислительными условиями в виде сульфатов типа алунита или сульфидов.

Залежи размещаются вдоль разломов и зон трещиноватости в породах с повышенной пористостью (туфах, туфобрекчиях), т.е. в участках, наиболее проницаемых для вулканических эманаций.

По глубине становления руд эти месторождения серы делятся на приповерхностные (до 350 м от поверхности) и поверхностные.

Приповерхностные месторождения имеют штоко-, линзо-, реже пласто- и трубообразную форму рудных тел длиной 250–1300 м, шириной 50–950 м и мощностью 10–150 м. Наиболее богаты серой (30–35 % и более) серные кварциты, в алунитовых и каолинитовых разностях содержание серы лишь местами достигает 25 %. Наряду с самородной серой на таких месторождениях можно добывать пирит-марказитовые руды, алунит, гипс и ангидрит, глину, кварц. На нижних горизонтах месторождений часто развиты киноварь, реальгар, антимонит и др. К этому подтипу относятся месторождения Камчатки и Курильских островов, Японии, Чили, Перу и Филиппин.

Поверхностные месторождения уступают по размерам месторождениям предыдущего подтипа. Они формируются из газовых или водных растворов на современных вулканах, в кратерных озерах.

Соответственно можно выделить несколько разновидностей месторождений. Сублимационные (эксголяционные) месторождения возникают на вулканах с сольфатарной деятельностью. Содержание серы в них составляет 80–95 %, но запасы не превышают десятков тысяч тонн. Близки к эксголяционным скопления натечной серы, откладывающиеся у выходов на поверхность кислых сульфатных, сильно кислых сульфатно-хлоридных терм, а также холодных сульфатных сероводородных источников. Содержание серы в этих рудах составляет 45–90 %, запасы составляют от сотен тонн до десяти тысяч тонн. Часто сублимационные и натечные агрегаты серы совмещены. Например, на вулканах Менделеева (о-в Кунашир), Баранского (о-в Итуруп), Эбеко (о-в Парамушир) и др. Содержание серы составляет от 25 до 50 %. Запасы серы в единичных случаях достигают 1 млн т.

Экзогенные месторождения включают около 90 % мировых запасов и обеспечивают примерно 95 % добычи самородной серы. Они делятся, в свою очередь, на сингенетические (осадочные биохимические) и эпигенетические (инфильтрационно-биохимические).

Сингенетические месторождения образуются в водных бассейнах в результате окисления сероводорода при участии серо- или тиобактерий. Промышленного значения не имеют.

Эпигенетические месторождения находятся у нас (в Куйбышевской области, в средней Азии), на побережье Мексиканского залива на территории США и Мексики, в Сицилии, Испании, на юге Франции и других странах. Эпигенетические месторождения по морфологическим признакам делятся на три подтипа: 1 – солянокупольные, приуроченные к кепрокам соляных куполов; 2 –пластовые и пластообразные; 3 – линзонидные и гнездовые.

Из солянокупольных месторождений добывают около 80 % всей самородной серы. Соляные купола развиты во многих странах, в том числе и в России, однако связанные с ними промышленные месторождения серы известны только вдоль северного и западного побережий Мексиканского залива, на территории США (штаты Техас и Луизиана) и Мексики.

Соляные штоки расположены на различной глубине – от 50 до 800 м. Они прорывают все вмещающие породы. Форма штоков в плане приближается к овальной или круглой; диаметр составляет от нескольких сотен метров до 300 м и более. В сероносных кепроках основная масса серы приурочена к кальцитовой или промежуточной гипсовой зонам, где она заполняет трещины, каверны в пористой вмещающей породе. Содержание серы в руде – от 20 до 50 %. Отмечается повышенное количество стронцианита и целестина (до 35 %), местами барита, содержание сульфидов редко превышает 1 %.

Пластовые и пластообразные месторождения серы известны и эксплуатируются во многих странах мира. Обычно они связаны с лагунно-морскими отложениями сульфатно-карбонатного состава. Осернение приурочено к определенным пачкам и пластам карбонатных пород известняков, доломитов, мергелей, контактирующих или переслаивающихся с сульфатными породами – гипсами, ангидритами. Мощность пластовых и пластообразных тел сероносных пород составляет от нескольких дециметров до первых десятков метров. К этому подтипу относятся Язовское месторождение (Прикарпатье), Шорсу (Узбекистан) и др. Руды содержат более 5 % S. Выделяются известняковые, известняково-песчанистые, гипсово-известняковые и другие литологические типы руд,

однако 90–95 % запасов серы сосредоточено в известняковом типе. Главными рудообразующими минералами являются кальцит и сера.

Линзовидные и гнездовые месторождения характеризуются по условиям залегания, составу руд аналогичны пластообразным месторождениям, отличаются они морфологией и меньшими размерами рудных залежей. Такие месторождения известны в Средней Азии (Октябрьское и Камышбашинское), Крыму (Чекур-Кояшское), Нижнем Поволжье (Айзичагыл). Крупнейшие месторождения серы – инфильтрационно-метасоматические. Они возникают за счет серы сульфата кальция (ангидрита, гипса).

Месторождения серосодержащего сырья. Важное значение приобретает высокосернистые (более 2 %) нефти и битумы, а также сероводородсодержащие природные горючие газы. Крупные месторождения высокосернистой нефти известны в Мексике, Саудовской Аравии, Кувейте и в других странах. У нас повышенные содержания серы установлены в нефти Арланского, Ромашкинского и некоторых других месторождений. Наибольшие запасы газовой серы сосредоточены в провинциях платформенного типа (Волго-Уральская и Среднеазиатская).

Элементарную серу получают после обогащения серосодержащих руд и последующей плавки концентратов либо из руд самородной серы Фраш методом, а также как побочный продукт при очистке нефти, переработке природного газа и в процессе коксохимического производства.

Фраш способ заключается в следующем. В пласт самородной серы закачивают перегретую воду, расплавляющую серу, которая затем выносится на поверхность сжатым воздухом. Этим методом и производят серу в Польше, США, Мексике, СНГ. Сера также добывается обычным способом, но это достигает значительного уровня только в Китае, СНГ (Украина, Россия, Туркменистан) и в Польше.

11.3. Технические требования к сере

В связи с разнообразием серного сырья и тесной связи с обогательными процессами общие требования на руды и концентраты на уровне ТУ и ГОСТов отсутствуют. Есть только ГОСТы на конечную продукцию серных предприятий – серу (табл. 11.1–11.3).

**Требования к сере технической
по ГОСТ 127.1-93 (статус: действующий)**

Наименование показателя	Норма				
	сорт 9998	сорт 9995	сорт 9990	сорт 9950	сорт 9920
1. Массовая доля серы, %, не менее	99,98	99,95	99,90	99,50	99,20
2. Массовая доля золы, %, не более	0,02	0,03	0,05	0,2	0,4
3. Массовая доля органических веществ, %, не более	0,01	0,03	0,06	0,25	0,5
4. Массовая доля кислот в пересчете на серную кислоту, %, не более	0,0015	0,003	0,004	0,01	0,02
5. Массовая доля мышьяка, %, не более	0,0000	0,0000	0,000	0,000	0,03
6. Массовая доля селена, %, не более	0,000	0,000	0,000	0,000	0,04
7. Массовая доля воды, %, не более	0,0	0,2	0,2	0,2	1,0
8. Механические загрязнения (бумага, дерево, песок и др.)	Не допускается				

П р и м е ч а н и я: 1. Нормы по показателям 1–6 даны в пересчете на сухое вещество.

2. Массовая доля золы для жидкой серы сорта 9998 должна быть не более 0,008 %, сорта 9995 и 9990 не более 0,01 %.

3. Массовая доля мышьяка и селена в сере природной, получаемой из самородных серных руд и в сере газовой, получаемой при очистке природных газов, а также отходящих газов нефтепереработки, не определяется. В сере технической газовой сорта 9920, выпускаемой коксохимическими предприятиями, допускается по соглашению с потребителем массовая доля мышьяка не более 0,05 %.

4. Массовая доля селена в сере, предназначенной для целлюлозно-бумажной промышленности, должна быть не более 0,000 %.

5. Массовая доля воды в жидкой среде не нормируется. В комовой сере допускается повышение массовой доли воды до 2 % с пересчетом фактической массы партии на нормируемую влажность.

6. Комовая сера, предназначенная для экспорта, не должна содержать кусок размером более 200 мм.

Таблица 11.2

Требования к сере молотой для резиновых изделий
и каучуков по ГОСТ 127.4-93 (статус: действующий)

Наименование показателя	Норма		
	сорт 9995	сорт 9990	сорт 9950
1. Массовая доля серы, %, не менее	99,95	99,90	99,50
2. Массовая доля золы, %, не более	0,03	0,05	0,2
3. Массовая доля органических веществ, %, не более	0,03	0,06	0,25
4. Массовая доля кислот, %, не более	0,002	0,004	0,01
5. Массовая доля мышьяка, %, не более	0,0000	0,0000	0,0000
6. Массовая доля селена, %, не более	0,000	0,000	0,000
7. Массовая доля железа, %, не более	0,02	0,02	0,02
8. Массовая доля марганца, %, не более	0,001	0,001	0,001
9. Массовая доля меди, %, не более	0,001	0,001	0,001
10. Массовая доля воды, %, не более	0,05	0,05	0,05

Таблица 11.3

Требование к сере молотой для сельского хозяйства
по ГОСТ 127.5-93 (статус: действующий)

Наименование показателя	Норма	Метод анализа
1. Массовая доля серы, %, не менее	99,40	По 4.2
2. Массовая доля мышьяка, %, не более	0,000	По 4.3
3. Массовая доля воды, %, не более	0,2	По 4.4
4. Остаток на сите с сеткой 014Н по ГОСТ 6613, %, не более	3,0	По 4.5

Примечание. Показатель таблицы гарантируется и определяется по требованию потребителей или контролирующей организации.

11.4. Обогащение руд самородной серы

Характерные особенности обогащения руд самородной серы сводятся к следующему.

При дроблении богатых руд необходимо учитывать возможность самовоспламенения тонких частиц серы и применять мокрое дробление и измельчение.

При дроблении и измельчении следует избегать переизмельчения серы, чего можно добиться, применяя самоизмельчение. Преимуществом

бесшарового измельчения как раз и является минимальное переизмельчение при достаточно полном раскрытии сростков. Кроме того, оно позволяет заменить дробилки второй и третьей стадий дробления и стержневые мельницы одним крупным аппаратом.

Особенностью кварцевых серных руд является то, что в водной среде они создают сильноокислую реакцию ($pH \approx 2$). Для снижения кислотности пульпы и связанного с этим износом оборудования в пульпу добавляют известь.

11.4.1. Флотация

Флотация является самым распространенным способом обогащения руд самородной серы.

Сера является природно-гидрофобным минералом и ее частицы даже крупностью до 1 мм могут хорошо флотироваться одним вспенивателем.

Однако в промышленной практике при флотации серы часто встречаются значительные трудности, связанные с пониженной флотиремостью тонкодисперсной серы и повышенной флотиремостью пустой породы из-за мелких включений и шламов серы.

В качестве собирателей используются в основном аполярные реагенты: керосин, солярка, мазут и др. Оптимальные условия флотации достигаются обычно при расходе собирателя до 700 г/т. Наибольший эффект получается при подаче в пульпу аполярных реагентов после предварительного эмульгирования в воде с получением капелек 4–6 мкм. Более тонкое диспергирование реагента снижает эффективность его действия, т.к. мельчайшие капельки вследствие малой своей массы и инерции увлекаются потоками воды и не в состоянии приблизиться к частицам серы.

При флотации серной руды в Раздольском ПО «Сера» вместо керосина был применен реагент «БГ» – продукт, получаемый в процессе ректификации газового конденсата и состоящий в основном (на 90 %) из парафиновых и нефтяных углеводородов, стоящий в два раза меньше керосина. Применение нового, доступного и дешевого реагента «БГ2» позволяет улучшить качество флотационного концентрата и повысить эффективность основных процессов [46].

Для подавления флотации кальцита, кварца, битумов и диспергирования шламов, активирующих пустую породу, используют соду, жидкое стекло, полифосфаты. Правильный выбор соотношения этих реагентов, особенно соды и жидкого стекла, определяет показатели обогащения.

ния серных руд. При флотации стараются получить богатые серой концентраты, а при обезвоживании – полное удалить из них воду, ибо за этими операциями следует более дорогой процесс – плавка.

Целесообразна подача собирателя в виде аэрозоля. Работами .А. Бебеша в лабораторных и промышленных условиях доказано, что аэрозольная флотация вдвое снижает расход керосина и повышает качество концентрата.

Поверхностно-активные вещества и соли обладают по отношению к сере собирательными свойствами(по В.И. Мелику-Гайказяну).

Механизм действия пенообразователей при флотации серы не отличается от обычного. При этом пена получается устойчивой вследствие наличия большого количества тонких частиц. Расход пенообразователя на действующих фабриках колеблется от 75 до 250 г/т.

Для пептизации глинистых шламов и гидрофилизации пустой породы используются неорганические электролиты – натриевые соли фосфорной кислоты (гекса- или триполифосфат натрия и др.).

Для обогащения серных руд используют механические флотационные машины, машины кипящего слоя (Н.Ф.Мещерякова) и пневматического типа.

Схемы флотации обычно предусматривают измельчение руды до 0,15–0,25 мм, основную флотацию, 2–3 перерешетки и 1–3 контрольные флотации. По таким схемам работают Раздольская, Гаурдакская и Яворовская фабрики и др. При этом получают серные концентраты с содержанием серы 76–80 % и более при извлечении 90–95 %.

Обычно дальнейшая переработка флотационного серного концентрата осуществляется автоклавным методом. Хвосты плавки обычно направляют в основную флотацию. Выплавленная сера является готовым продуктом.

11.4.2. Электростатическая сепарация

Электрические свойства самородной серы позволяют легко отделить ее от минералов пустой породы электростатической сепарацией. Частицам серы сообщается электрический заряд, последние при падении вблизи плоскости поляризации отклоняются от траектории их движения.

Как и при обогащении этим методом других руд необходимыми условиями являются: узкая шкала классификации материала, высокое напряжение, низкая влажность материала. Эти обстоятельства и небольшая производительность применяемых сегодня сепараторов обуславливают применение этого метода на конечных стадиях обогащения.

11.4.3. Термический метод

Извлечение серы из труднообогатимых руд возможно путем плавления измельченной руды, коалесценцией расплавленной серы до 2 мм и отсевом этих гранул на грохоте с отверстиями сита 0,8 мм. Получается богатый надрешетный продукт, содержащий 96–98 % серы, но при этом извлечение – низкое (менее 30 %). Поэтому термообработку целесообразнее применять перед флотацией, используя ее как способ раскрытия сростков при обогащении тонковкрапленных труднообогатимых руд и продуктов. Производится нагревание до температуры плавления серы, образование водной эмульсии серы и ее охлаждение. При таком вскрытии сростков пустая порода не измельчается, а сера даже укрупняется. При этом селективно изменяются поверхностные свойства разделяемых частиц (гидрофобность серы возрастает, а кальцита – уменьшается). Флотация и автоклавная плавка такого продукта улучшаются. Флотация проплава протекает при незначительном расходе реагентов и позволяет получить вдвое более богатые концентраты, чем при флотации руды. Хорошие результаты дает термообработка и при обогащении различных видов отходов: золы отстойников, кека фильтрации жидкой серы и т.д., в которых сера представлена высокодисперсными частицами.

11.4.4. Подземная и автоклавная выплавка серы

Плавка серных концентратов на комовую серу производится в обогреваемых паром сероплавильниках или *автоклавах*. При нагреве выше 120 °С сера плавится и собирается в нижней части аппаратов, а хвосты, содержащие пустую породу, всплывают на поверхность.

Для полноты разделения расплавленной серы и пустой породы при плавке используются реагенты: керосин, жидкое стекло, фосфаты.

Подземная выплавка серы – это геотехнологический метод добычи и переработки серы, он не является формально обогащательным, ибо использует изменение фазового состояния серы. С другой стороны, подземную выплавку серы можно рассматривать как специальный метод отделения серы от пустой породы в недрах.

В основу метода положено различие в температуре плавления серы и вмещающих пород. Сера плавится при температуре 119 °С и имеет при этом плотность 1,8 т/м³. Плавление серы производят за счет разогрева залежи теплоносителем, в качестве которого используется вода.

Подача теплоносителя и выдача серы ведется с помощью серодобычной скважины (рис. 11.1). Скважина обсаживается обсадной трубой

1 до серного пласта. Затрубное пространство тщательно цементируют и в скважину опускают став из трех труб: для подачи воды 2, серы 3 и воздуха 4. Подача горячей воды осуществляется по межтрубному пространству труб 2 и 3. Вода через перфорацию в трубе 2 поступает в пласт 9, расплавляет серу, последняя стекает в нижнюю часть пласта 6 и через перфорацию 7 поступает в нижнюю часть трубы 2, отгороженную пакером 5.

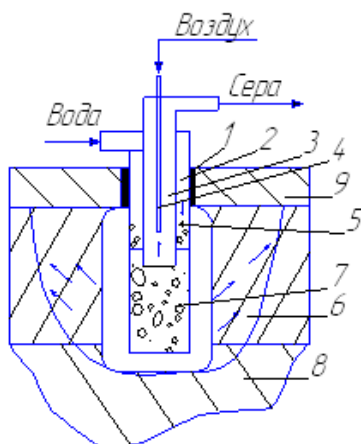


Рис. 11.1. Подземная выплавка серы: 1 – обсадная труба; 2 – труба для воды; 3 – труба для серы; 4 – труба для воздуха; 5 – пакер; 6 – пласт; 7 – перфорация; 8 – подстилающие породы; 9 – надстилающие породы

Под действием пластового давления расплавленная сера поднимается в серовыдачной скважине и при подаче воздуха в трубу 4 эрлифтом подается на поверхность. Необходимым условием для процесса является низкая водопроницаемость надстилающих 9 и подстилающих 8 пород. Эффективность процесса зависит от мощности залежи, содержания серы, крупности включений и проницаемости залежи. Качество серы высокое, отделение воздуха и воды достигается установкой у скважины сепаратора. Для полной очистки серы от твердых примесей необходим отстой и фильтрация.

При подземной выплавке извлечение серы составляет 40–70 %. Сера остается в камерах выплавки, в целиках, в лужиках у скважин и при совершенствовании технология может быть извлечена.

Извлечение можно частично повысить и сегодня, применяя поверхностно-активные вещества. Так, добавка 1–2 % триполифосфата натрия дает повышение извлечения на 16 %.

Повышение извлечения серы достигается при сплошной системе выплавки серы при помощи ряда скважин.

Добыча серы методом подземной выплавки на опытно-промышленных участках Яворского горно-химического и Гаурдакского серного комбинатов показала, что при увеличении глубины добычи в 2–4 раза удельные капитальные затраты снижаются в сравнении с открытым способом в среднем в два раза. Окупаемость затрат снижается с 8–6 до 1,5–2,5 лет. Производительность труда резко возрастает.

11.4.5. Схемы обогащения и фабрики

Выбор схемы обогащения руд самородной серы зависит от способа добычи, типа руды, вкрапленности серы и взаимопрорастания минералов.

Наиболее распространены схемы флотации с последующей переработкой серных концентратов плавкой (рис. 11.2.).

Для огипсованных руд Гаурдакского месторождения, содержащих 27 % серы и 40–60 % гипса, используется флотация с последующей плавкой и дообогащением хвостов плавки с предварительной классификацией на пески и шламы, перефлотацией слива классификатора в отдельном цикле и доработкой песковой части автоклавной плавкой. При дофлотации слива получен концентрат, содержащий более 68 % серы и извлечением 97 %. Для предотвращения интенсивной кристаллизации гипса применены комплексные аминополикарбоновые кислоты и их производные, в частности, ингибиторы солеотложений ДПФ-1 и ИНК-М.

По флотационным схемам обогащают серные руды в США (штат Юта), во Франции (Нарбоннское месторождение), Индии (Мадрас) и др.

В Польше для обогащения серных руд предложена схема флотационно-рафинированного способа, состоящая из двухстадиального дробления (валково-щековые дробилки на карьере и двухвалковые дробилки), измельчения до крупности 0,3–0 мм в стержневых мельницах, работающих с двухспиральными классификаторами, и основной флотации, которая состоит из 10 камер флотомашин типа Механобр 6А. Флотомашин дают предварительный концентрат и конечные отходы, идущие в хвостохранилище. Бедный концентрат последних четырех камер возвращается в начало цикла. Предварительный концентрат с содержанием 60–65 % серы подвергается двухстадиальной перечистке во флотомашин типа КГР, дающих конечный концентрат с содержанием 83–85 % се-

ры, в том числе 30 % твердой серы. После второй перерешетки концентрата, обезвоживания и обработки в плавильных аппаратах получают конечный продукт в виде чистой серы с содержанием 99,99 % светло-желтого цвета и отходы рафинирования, содержащие 40–42 % серы.

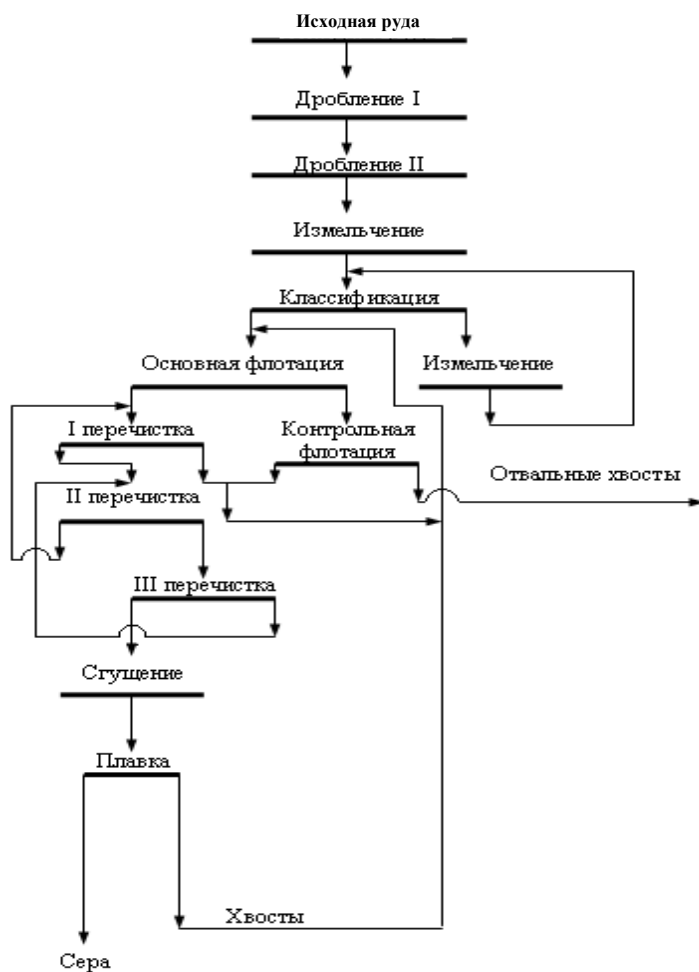


Рис. 11.2. Схема обогащения руд самородной серы

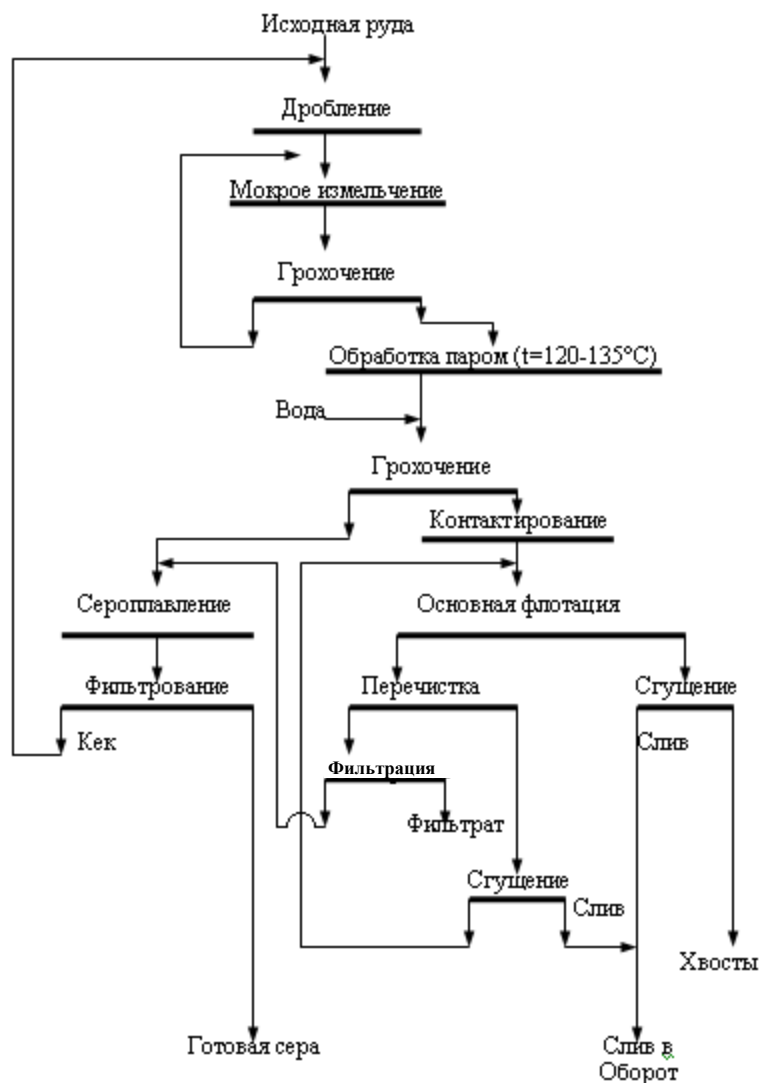


Рис. 11.3. Схема обогащения серной руды методом Кемикл Констракшен Корпорейшен

В США тонковкрапленные руды обогащают по схеме, аналогичной описанному выше термическому способу. Крупноизмельченная руда плавится и гранулируется (рис. 11.3). Крупные гранулы серы выделяются грохочением в виде концентрата, а мелкие извлекаются флотацией. Получают конечный продукт с содержанием 99,5 % серы при извлечении 90 %.

11.5. Способы извлечения серы из сульфидных руд цветных металлов, природных сульфатов и угля

Запасы серы в сульфидах цветных металлов исчисляются многими сотнями миллионов тонн. Огромны также запасы серы в углях (ориентировочно 22 млрд т). Сера в этом сырье присутствует в значительной степени в виде пирита и пирротина.

Для некоторых стран имеют значение природные сульфаты (ангидрит и гипс).

Технология выделения пирита и пирротина подробно изложена в учебниках и другой литературе по обогащению руд цветных металлов. Следует только отметить, что руды цветных металлов на 90 % обогащаются методом флотации. При этом применяются схемы прямой селективной флотации и схемы коллективной флотации с последующей селекцией.

Из угля пирит и пирротин также в основном извлекаются флотацией. Имеются сведения по химическому и бактериальному выщелачиванию серы.

Пирит – наиболее распространенный сульфидный минерал. Слабоокисленный пирит относится к наиболее легкофлотируемым сульфидам. Он хорошо флотируется сульфгидрильными собирателями, жирными кислотами и мылами.

Пирит может флотироваться в слабощелочной и слабокислой среде. В щелочной среде наблюдается его резкая депрессия и в кислой среде – полная флотация.

В результате окисления в присутствии воды на его поверхности образуется пленка гидроокиси железа $\text{Fe}(\text{OH})_3$, приводящая к резкой гидрофилизации минерала и мешающая закреплению собирателя.

Наиболее распространенным депрессором пирита является известь. При этом депрессирующее действие оказывают гидроксильные и

кальциевые ионы. Защитное действие от депрессии известью оказывают аммониевые соединения, растворяя гидрат закиси железа. Эффективным депрессором пирита является цианид, однако из-за ядовитости применение его ограничено. Депрессирующее действие цианида обусловлено гидроксильными ионами, образующимися при гидролизе NaCN , а также ионами CN^- . Последние при значительной концентрации препятствуют закреплению собирателя или даже разрушают уже образовавшуюся коллекторную пленку. Хороший эффект дает применение цианида совместно с известью.

Для восстановления флотации депрессированного пирита используют кислую или содовую среду, иногда сернистый натрий или повышение расхода собирателя. Так, на оловянном руднике Пэншань пирит флотируют в кислой среде (pH 6–6,5) при подаче H_2SO_4 – 200 г/т, CuSO_4 – 100 г/т, солянки – 450 г/т, масла N_2 – 200 г/т и в щелочной среде (pH = 8,75), используя Na_2CO_3 – 3000 г/т, Na_2S – 150 г/т, CuSO_4 – 150 г/т, солянку – 360 г/т, масло N_2 – 190 г/т.

Пирротин по своим свойствам напоминает пирит. Он может содержать золото, серебро, кобальт и металлы платиновой группы. Способен к сильному окислению. Поэтому аэрация пульпы перед флотацией может способствовать депрессии пирротина. Пирротин хорошо флотируется в кислой среде. Часто пирротин имеет высокую магнитную восприимчивость, что дает возможность применять флотацию в сочетании с магнитной сепарацией.

Сульфаты (ангидрит и гипс) извлекаются чаще всего тоже методом флотации. По своим флотационным свойствам в классификации М.А. Эйгелеса они относятся к так называемым солеобразным минералам. Минералы этого класса хорошо флотируются жирными кислотами, алкилсульфатами и несколько хуже – катионными собирателями.

Преобладающий ионный характер связей в кристаллических решетках этих минералов обуславливает возможность активного взаимодействия катионов с анионами собирателей без специальных активаторов.

Флотация ангидрита и гипса различными собирателями исследовалась В.А. Глембоцким, П.М. Соложенкиным и В.С. Уваровым. Установлено, что оба минерала хорошо флотируются олеатом натрия, окисленным рисайклом, хлопковым soapстоком и значительно хуже – децилсульфатом, додецилсульфатом, тетрадецилсульфатом, гексадецилсульфатом, октадецилсульфатом.

Действие регуляторов pH пульпы на флотируемость ангидрита и гипса в принципе не отличается от их действия на другие минералы. Оптимум флотируемости олеатом натрия гипса приходится на pH = 7, ан-

гидрита – на $pH = 8,5$. Максимальное извлечение обоих минералов алкилсульфатом получается в пределах $pH = 7,5-8$.

Наиболее распространенный депрессор, использующийся при флотации несulfидных минералов, – жидкое стекло, на флотацию ангидрита олеатом натрия и смесью алкилсульфатов практически не влияет. Депрессирует ангидрит хлорное железо. Следует отметить, что флотация ангидрита олеатом натрия подавляется хлорным железом постепенно при увеличении его расхода от 200 до 1000 г/т. Более сильное депрессирующее действие хлорное железо проявляет при флотации ангидрита смесью алкилсульфатов. Так, при расходе хлорного железа 200 г/т в пенный продукт переходят только 10 % ангидрита.

11.6. Комплексное использование серосодержащих руд и охрана окружающей среды

В настоящее время остро стоит вопрос комплексного использования минеральных ресурсов. Решение этой проблемы позволит не только получить ряд ценных продуктов для различных отраслей народного хозяйства, но и уменьшить загрязнение прилегающих к месторождению районов отходами горно-обогатительных предприятий. Кроме того, использование технологических схем комплексной переработки минерального сырья способствует повышению экономических показателей производства.

Так, например, из целестинсодержащих серных руд помимо серы целесообразно извлекать и целестин. Тонковкрапленная руда измельчается до 50–60 % класса минус 0,015 мм и направляется на флотацию серы с использованием керосина и Т-66 в щелочной среде. После третьей перемешки получается кондиционный серный концентрат при извлечении серы 90 %. Хвосты направляются на гравитационное обогащение с применением струйных желобов при основной концентрации и столов – при доводке черногового концентрата и перемешкой промпродуктов. В результате получают кондиционные целестиновые концентраты (85–89 % $SrSO_4$). Эти концентраты пригодны для химико-металлургической переработки с получением кондиционных солей стронция при извлечении 97–98 % стронция от черногового концентрата [46] .

Большое внимание уделяется комплексной переработке пиритных концентратов и огарков. Извлечение из них цветных и благородных ме-

таллов является актуальной задачей. Наиболее распространенный метод извлечения из пиритных огарков цветных и благородных металлов – низкотемпературный хлорирующий обжиг. Метод позволяет не только извлекать значительные количества меди, цинка, кобальта, свинца, серебра и золота, но и обеспечивает почти полное выделение серы. Большой интерес представляет схема получения железного концентрата с извлечением цветных металлов хлоридовозгонкой из пиритных огарков, осуществленная в промышленном масштабе на заводе «Ково сейко» в Тобато (Япония) и на Дуйсбургском медеплавильном заводе (Германия).

Заслуживает внимания и плавка чистых пиритных концентратов во взвешенном состоянии с получением элементарной серы и железного концентрата на заводе фирмы Оутокумпу Оу в Кокколе (Финляндия). Сотрудниками Казахского химико-металлургического института разработана схема переработки пиритсодержащих руд с получением элементарной серы и удалением пирротина магнитной сепарацией. Извлечение цинка, свинца в немагнитную фракцию составляет 66–77 %.

На рис. 11.4 показана схема переработки пиритного концентрата (руды), позволяющая выделить серу в элементарной форме и с высокой степенью извлечь цинк, железо, медь, редкие и рассеянные элементы.

Загрязнение атмосферы вредными веществами в настоящее время стало причиной ряда проблем глобального масштаба по охране окружающей среды. Одной из них являются кислые дожди, вызванные выбросами диоксида серы в атмосферу. В борьбе с этой проблемой нормы по ее выбросам из года в год становятся все более жесткими. У нас выбрасывается до 80 кг/г сернистого ангидрида из расчета на одного человека, из которых на долю цветной металлургии приходится около четверти при средней степени утилизации серы 42,5 %. Последнее достигается в основном за счет того, что практически все без исключения предприятия решают эту задачу путем производства из диоксида серы серной кислоты и на ее основе удобрений [46].

Для предприятий, удаленных от основных сельскохозяйственных и промышленных районов страны, имеются нетрадиционные способы использования сернистого ангидрида. На рис. 11.5 приведена схема автоклавно-окислительной технологии (АОТ) переработки пирротинового концентрата в гидрометаллургическом цехе Надеждинского металлургического завода с утилизацией бедных по диоксиду серы газов печи взвешенной плавки (ПВП). Наиболее предпочтительным абсорбентом является серосульфидный концентрат.

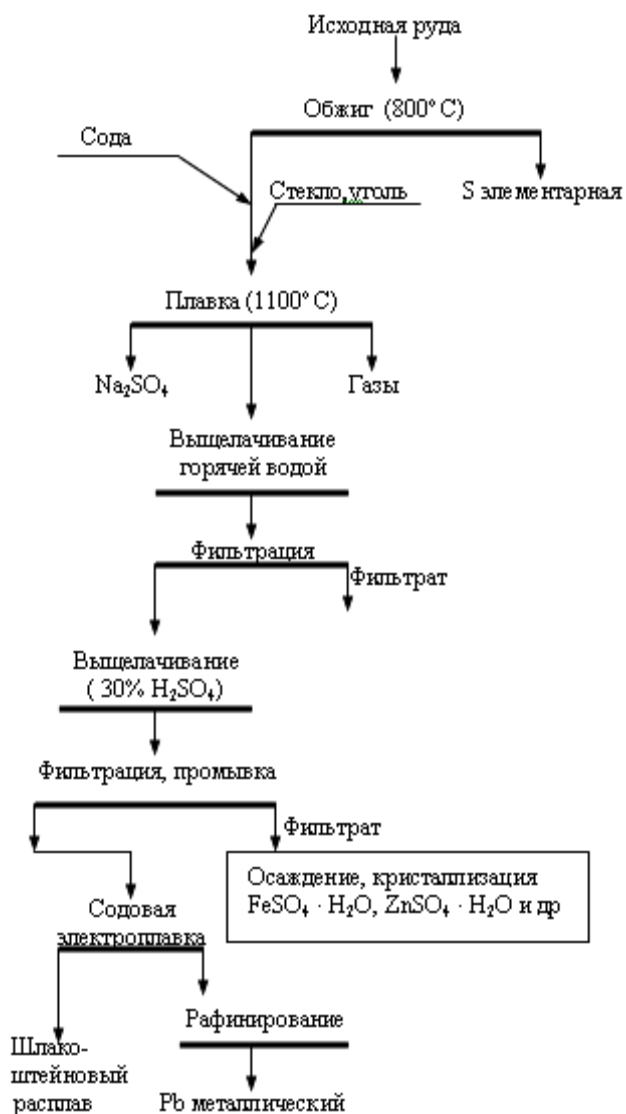


Рис. 11.4. Схема переработки пиритного концентрата (руды)



Рис. 11.5. Схема переработки пирротинового концентрата

При современном состоянии переработки серных руд флотационно-рафинировочным способом у нас ежегодно образуется около

5,5 млн т флотационных отходов (в сухой массе) и около 150 тыс. т хвостов плавки.

Хвосты флотации серных руд, представленные в основном измельченными карбонатными породами (известняками и доломитами), в виде пульпы сбрасываются в хвостохранилище. Судя по гранулометрическому и химическому составу, хвосты флотации могут быть успешно использованы в качестве известковых удобрений. Однако практическое применение этих отходов в полном объеме сдерживается из-за отсутствия эффективной технологии глубокого обезвоживания тонких классов.

Модуль 3. ТЕХНОЛОГИЯ ОБОГАЩЕНИЯ РУД ЗОЛОТА, ЖЕЛЕЗА, МАРГАНЦА

12. ТЕХНОЛОГИЯ ЗОЛОТА

Лекция 23

План лекции: 1. Коренные месторождения золота [30 с 23]
2. Эндогенные месторождения золота [30 с 24-25]

Золото, благодаря его уникальным свойствам, был первым из драгоценных металлов, освоенных человечеством задолго (не менее чем 4 тыс. лет) до нашей эры. Месторождения его имеют широкое распространение в мире. Известно около 100 стран – продуцентов золота. Накопленная мировая добыча его из недр за весь исторический период оценивается в 130-140 тыс. тонн, из которых около половины приходится на уникальный, на планете по запасам и масштабам добычи золоторудный район Витватерсранд в ЮАР.

В настоящее время золото используется в промышленности: в бурно развивающейся электронике, космической технике, в производстве медицинской аппаратуры и в других отраслях высокотехнологичного производства. А также в преобладающем количестве – ювелирной промышленности.

Мировой спрос на золото в 2008 году вырос на 4%, или до 3,66 тыс. тонн. По данным Всемирного совета по золоту (World Gold Council,

WGC), в четвертом квартале 2008 года инвестиционный спрос на золото вырос на 182%, или до 400 тонн, против 141 тонны годом ранее [3].

Прогноз спроса на золото в 2009 году от аналитической компании Gold Field Mineral Services (GFMS): ювелирная отрасль — 2230 тонн (в 2008 году было 2085 тонн); выпуск монет — 266 (в 2008 году — 245); инвестиционный спрос — 557 тонн (в 2008 году — 463 тонны); всего 3760 тонн (в 2008 году — 3725 тонн). Такими же темпами будет расти и предложение золота (+ 0,9%), до 3760 тонн. Ключевым фактором роста предложения будет растущая добыча золота — в этом году она может прибавить около 5% и составить 2,52 тыс. тонн [3].

Объем производства золота в ЮАР в 2008 году достиг минимума за последние годы, или 220,12 тонн, что на 13,6% меньше показателей 2007 года. Основными причинами падения добычи стал недостаток электроэнергии. Кроме того, несколько рудников были закрыты, так как исчерпали свой ресурс. На фоне сокращения производства ЮАР, рудники которой истощены, второй год подряд крупнейшим в мире производителем золота остается Китай, который, напротив, увеличивает выпуск этого металла за счет открытия новых месторождений и строительства рудников.

Обеспеченность в целом зарубежного мира достигнутого уровня добычи общими (94,1 тыс.т.) и доказанными запасами золота составляет соответственно — более 35 и около 20 лет. Доля развитых стран в мировых (без России) доказанных запасах золота составляет 58,9% и в производстве — 52,23%, в том числе на ЮАР приходится соответственно более 35% и 17,8% (табл. 12.1).

По данным Росстата, добыча золота в России в I квартале выросла на 50,8%, а в марте — на 59,4% к уровню 2008 года. Главная причина такого роста добычи стал запуск месторождения «Купол» канадской Kinross в середине 2008 года. По данным Союза золотодобытчиков, в I квартале 2009 года на «Куполе» было добыто 225 тысяч унций золота, что позволило Kinross стать второй золотодобывающей компанией в стране, опередив «Полиметалл», производство золота на рудниках которого выросло на 8% до 65 тысяч унций благодаря увеличению добычи на Воронцовском месторождении, а производство серебра упало на 7%, до 4,4 млн. унций.

В России разведаны более 200 коренных месторождений золота, а также значительные запасы его в россыпях. Размещение основных месторождений отражено на рисунке 12.1. По запасам золота Россия занимает третье место в мире после ЮАР и США [52].

Разведанные и предварительно оцененные запасы золота в России

сосредоточены в трех геолого-промышленных группах месторождений: коренных золоторудных, коренных комплексных (в основном в колчеданных цинково-медных и медно-никелевых, из которых золото добывается попутно) и россыпных.

Основные запасы и добыча (соответственно более 94% и 98% от общих в стране) размещаются в Восточно-Сибирском, Дальневосточном и Уральском регионах.

Лидером золотодобычи в Сибири и в России в последние годы является Красноярский край. Основной, можно сказать исторической особенностью отечественной золотодобычи по сравнению с другими странами, является то, что она на протяжении около 200 лет базируется главным образом на россыпных месторождениях. Основным направлением увеличения добычи в стране является расширение работ по освоению коренных золоторудных месторождений. Сейчас они обеспечивают лишь 36% общей добычи в стране, а их доля в запасах страны составляют более половины (53%). Они характеризуются весьма низкой степенью промышленной освоенности. Из 223 золоторудных месторождений разрабатываются только 66; причем на многих из них не достигнуты проектные мощности. Эти освоенные месторождения включают всего только 43% всех запасов коренных золоторудных месторождений и лишь 20% всех общих запасов страны. Особое значение для наращивания добычи в стране имеют семь весьма крупных золоторудных месторождений с суммарными запасами около 30% от общих запасов страны и более 60% от запасов всех 223 золоторудных месторождений [54].

Из указанных в таблице 2, только два месторождения полностью и два частично освоены. Они обеспечивают лишь 16,6 % общей добычи золота в стране, причем, Олимпиадинское - 14%.

В другой по масштабности запасов группе из одиннадцати крупных золоторудных месторождений с запасами 50-100 т каждое в разработке находится восемь. Из них добывается около 12%, причем одно месторождение – Кабака обеспечивает более 9% от общей добычи в стране. Остальные месторождения имеют значительный резерв для развития добычи.

Объем добычи из средних по величине месторождений составляет 1,9% от общего в стране, что намного ниже возможного.

Остальные коренные небольшие (менее 25 т каждое) месторождения (кроме 66 освоенных) численностью более 150, неосвоенны промышленностью и также представляют собой значительный резерв для увеличения добычи золота.

Таблица 12.1

Динамика мировых (без России) доказанных запасов золота в 90-х годах[52]

Мир. страны	Доказанные запасы на начало г.г.			Производство, т			Потребление в 2000г., т	
	1991 г.	2000 г.	2000 к 1991.%	1991 г.	2000 г.	2000 к 1991, %	Всего	В том числе в ювелирной промышленности
Мир (без России)	45546	49950,0	109,7	2159,0	2403,5	111,3	3748,6*	3175,1 **
В том числе: развитые страны	32628	29409	90,1	1345,2	1255,8	93,3	1600,0	1195,0
Из них ЮАР	22000	17500	79,5	601,0	428,0	71,2	17,4	8,5
США	4980	4550	91,4	296,0	355,2	120,0	274,7	181,8
Остальные страны (без России)	11345	20541	181,0	813,4	1148,2	141,2	2148,6	1980,1
Из них Индонезия	1429	3100	216,9	24,4	124,6	510,0	99,0	99,0
Китай	900	1700	188,8	103,9	175,0	168,4	181,2	166,0
*- согласно (Кривцов и др., 1998; Минеральные ресурсы мира.,2000; подготовка информационно-аналитических материалов ..,2000); **- включая Россию								

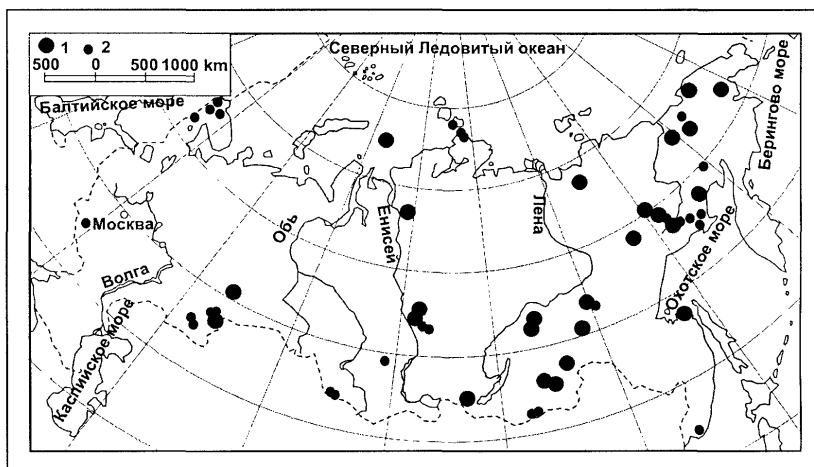


Рис.12.1. Схема размещения и месторождений золота (1- крупные, 2- прочие, эксплуатируемые и разведанные) на территории России

Добыча золота из комплексных месторождения составляет 14% от общей в стране, в основном из колчеданных цинково-медных месторождений Урала (более 10%) и медно-никелевых руд Норильска (около 2%) и в основном сохранится на этом уровне в перспективе не менее 15-20 лет.

Устойчивое функционирование золотодобывающей отрасли и наращивание добычи золота в ближайшей и долгосрочной перспективе связано с принятием эффективных государственных мер по совершенствованию организации, порядка финансирования, налоговой и законодательной систем.

Золото, как и в прошлом, сохраняет свое значение в качестве эквивалента богатства и процветания того или иного государства.

12.1. Месторождения золота

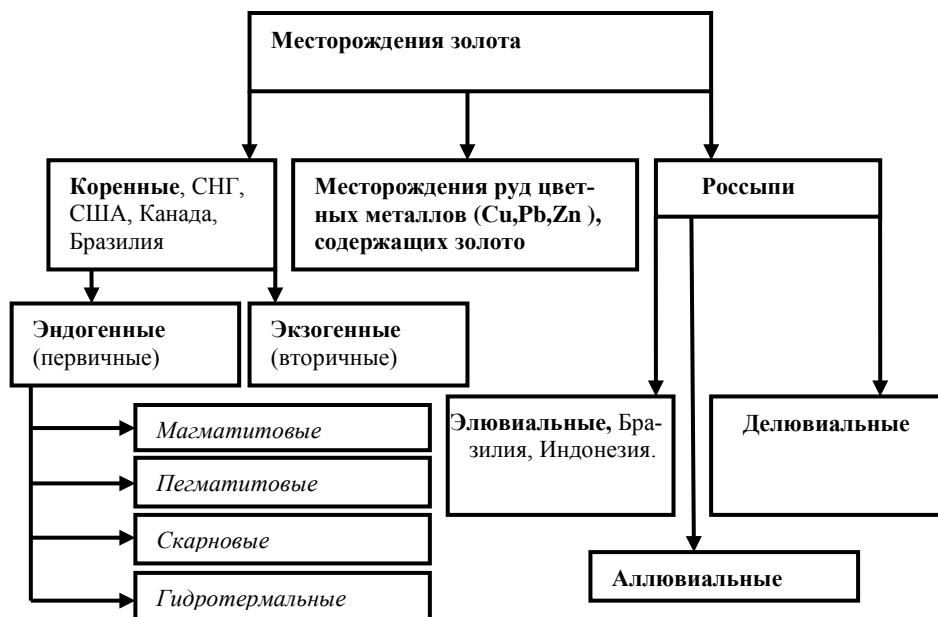


Рис. 12.2. Месторождения золота.

12.1.1. Коренные месторождения

Коренные месторождения представлены эндогенными и экзогенными. Руды этих месторождений отличаются разнообразием минерального состава.

12.1.1.1. Эндогенные месторождения

Эндогенные месторождения, образовались в связи с глубинными процессами.

При охлаждении магматического бассейна первыми кристаллизуются породообразующие минералы: роговые обманки, слюды, затем полевые шпаты, обычно составляющие главную массу породы, а несколько позже—кварц. Процесс кристаллизации очень длителен и сложен; на определенных температурных интервалах в закономерной последовательности выделяются определенные же группы минералов, называемые «парагенетическими ассоциациями». Такие ассоциации обра-

зуются и при других процессах минералообразования. Минералы, из которых извлекаются металлы, в частности самородное золото, участвуют в определенных ассоциациях. Если же какой-либо минерал образуется при иных физико-химических условиях, то он обычно имеет уже несколько иные особенности: форму выделений, состав, строение, цвет— и сопровождается другими минералами; в этих случаях он принадлежит уже к иной парагенетической ассоциации. Нетрудно представить себе, сколь большое поисковое значение имеет это положение: ведь по определенной комбинации минералов можно судить о возможности обнаружения ценных минералов, в том числе самородного золота.

Магматические месторождения

Хотя золото и входит в состав кристаллических пород, но, как указывалось выше, его содержание исчисляется тысячными — десяти-тысячными долями процента. Редкими исключениями являются месторождения типа Вааль-крааль в ЮАР (золото в габбро) и несколько аналогичных в США. Работы последних лет, прежде всего советских минералогов, показали, что наиболее высокие концентрации золота связаны с развитием поздних, относительно низкотемпературных минеральных ассоциаций. Н.В.Петровская выделяет их как «продуктивные ассоциации». Этот факт имеет важное значение не только как поисковый признак, но и учитывается при отработке месторождений, при обогащении руд и их переработке.

К магматическому типу месторождений относятся рудные тела, возникавшие при ликвации, т.е. при разделении магмы на обособленные силикатный и сульфидный расплавы. Это крупные медно-никелевые месторождения, в которых золото заключено преимущественно в сульфидах (пирротине). Оно извлекается попутно с получением меди, никеля, платины и др. Содержание золота здесь обычно низкое, но благодаря своим крупным масштабам эти месторождения поставляют довольно много золота.

Пегматитовые месторождения

Когда температура магматического расплава снижалась от первоначальной 1100—1000° до 600—500°, то в закристаллизовавшейся части магматических тел вследствие сжатия возникала серия трещин. Оставшийся расплав, обогащенный летучими подвижными соединениями щелочей бора, фтора и др., вжимался в эти трещины и во вмещающие породы, образуя пегматитовые жилы. Во всем мире такие жилы прославились богатством и разнообразием минералов. Многие сотни минераль-

ных видов, нередко представленные превосходно образованными кристаллами встречаются в «природных музеях». Откуда же такое богатство?

Для образования всех породообразующих минералов понадобилось всего лишь 16—20 элементов, наиболее распространенных в земной коре кислород, кремний, алюминий, железо, кальций, натрий, калий и др. Остаточный же пегматитовый расплав, как выше отмечалось, обогащался многими элементами, постепенно накапливавшимися в кристаллизирующейся магме. Золото же в пегматитах если и встречается, то в основном как минерал, отложившийся уже после образования главной массы пегматита. Известно не более двух-трех пегматитовых месторождений с промышленным содержанием золота. Самое крупное из них находится в Африке.

Скарновые месторождения

Так же редки и обычно незначительны по масштабам золотого оруденения. Эти интереснейшие с геологической и минералогической точки зрения образования играют в промышленности очень важную роль, являясь крупными источниками получения руд железа, вольфрама, олова и других металлов. Скарны сложены различными гранатами, пироксенами, роговыми обманками, эпидотом, магнетитом, кварцем и другими минералами. Обычно они образуются на контакте гранитных пород с известняками и доломитами. На золото же эти высокотемпературные породы разрабатываются довольно редко.

Гидротермальные месторождения

При охлаждении магматического тела и окружающих его пород до +372° из магмы отделяется в капельножидком состоянии вода, а также в окружающих породах активизируются поровые растворы. Возникающие таким образом гидротермальные («горячеводные» — в переводе с греческого) растворы содержат в большей части легкорастворимые химические соединения различных элементов и различные газы: сероводород, угольную кислоту и др. Это — лишь очень упрощенная схема сложнейших природных процессов. Состав и фазовое состояние растворов, изменения их температуры, механизм их движения и перенос на значительные расстояния (иногда на многие километры) огромных количеств растворенных веществ, в частности золота, во многом еще остается в области предположений и горячих дискуссий. Не менее многочисленны гипотезы, относящиеся к формам миграции золота на поверхности земли или вблизи этой поверхности. Одна из гипотез говорит о переносе золота

растворами органических кислот. Известны факты значительного обогащения золота (в тропиках Бразилии) ранее полностью выработанной россыпи. Эксперименты, произведенные геологом Ф. Фрейзе, обнаружившим это явление, подтвердили наличие процессов растворения и перераспределения золота водами, содержащими гумусовые вещества. Существует немало и других гипотез.

С деятельностью гидротермальных распоров связано создание главных природных концентраций золота, т. е. наиболее крупных месторождений его. Здесь отложение его, как показали специальные исследования (их называют минерало-термометрическими), происходит в интервале температур 280—200°C и ниже. Золото выделяется в различные моменты этого интервала и участвует в составе неодинаковых минеральных ассоциаций. Так как с вопросами классификации рудных образований этого типа связана разработка теоретических основ для поисков, разведки и эксплуатации золоторудных месторождений, то ими занимались крупнейшие ученые различных стран.

Лекция 24

План лекции: 1.Экзогенные месторождения [30 с 25-26]

2.Россыпи [10 с193]

3. Коренные руды золота [10 с 196]

12.1.1.2.Экзогенные месторождения

Экзогенные месторождения золота – это месторождения коры выветривания Cu – колчеданных и полиметаллических руд. Месторождения, созданные процессами на поверхности Земли. Все горные породы на земной поверхности разрушаются под действием экзогенных факторов (т. е. процессов). К ним относятся: суточные и годовые колебания температуры, воздействие атмосферных и подземных вод, содержащих растворенный кислород, углекислоту, сероводород, окислы азота и другие вещества, а также и жизнедеятельность низших организмов. В результате экзогенных процессов возникает несколько типов месторождений, из которых мы остановимся на месторождениях зоны выветривания и на россыпях.

Месторождения зоны выветривания

По своей промышленной ценности эта группа уступает другим генетическим типам месторождений золота. Вместе с тем проявление экзогенной золотоносности имеет важное поисковое и научное значение.

Остановимся на характеристике так называемых «гипергенных» минералов. В большинстве случаев они имеют своеобразную, часто яркую и красивую окраску, и иногда можно лишь с трудом оторвать взор от окрашенных шоколадных тонов бурых железняков, расколы и поверхности трещин в которых сплошь покрыты изящными кристалликами, корочками и натеками буквально всех цветов радуги, а порой и с поблескивающими золотниками... Откуда явилась такая красота? Эти минералы развиваются в верхних частях рудных месторождений.

Как только разрушительные процессы эрозии обнажат рудные тела, содержащие сульфиды и другие минералы железа, марганца и пр., природные агенты, действующие на земной поверхности, в первую очередь обогащенные кислородом поверхностные воды, начинают разлагать, окислять большинство этих минералов. В результате возникают новые минеральные вещества: окислы, гидроокислы, сульфаты, карбонаты и др. Высвобождающиеся элементы, а также привнесенные из боковых пор вещества образуют новые, устойчивые в данных условиях минералы, которые и называются «гипергенными», а процессы, приведшие к их образованию, — «процессами гипергенеза».

В коре выветривания сульфидных месторождений, достигающей мощности от нескольких метров до 150—200 м, намечаются три зоны. Первая из них — зона полного окисления, образуется за счет разложения сульфидов при выносе серы и кремнезема. Одним из продуктов этих реакций является серная кислота, которая ускоряет разложение окружающих минералов (это процесс весьма сложный; здесь он изложен схематично). Железо в виде гидроокислов накапливается, образуя рыхлые или губчатые пористые массы — скопления бурых железняков, остроумно названные «железной шляпой», так как они как бы покрывают верхнюю часть месторождения. Толщина этой зоны, например на Урале, колеблется от 10 до 80 м.

Зона окисления заключена между земной поверхностью и верхним уровнем грунтовых вод. Атмосферные воды, насыщенные кислородом и углекислотой, просачиваясь, разлагают сульфиды и сами насыщаются различными соединениями.

Ниже уровня грунтовых вод располагается «зона цементации», или вторичного обогащения»; подземные воды медленно перемещаются более или менее горизонтально. Проникающие сверху растворы здесь вступают в реакцию с первичными, еще свежими сульфидами. В результате образуются новые, вторичные сульфиды: халькозин, ковеллин и др. В наиболее глубоко залегающей области вод «застойных», малоподвижных, относительно бедных кислородом, сохраняются первичные, «гипо-

генные» сульфиды.

В кварцевых жилах и вообще в месторождениях, в которых много кварца и мало сульфидов, гипергенные процессы проявляются значительно слабее и окисление выражается появлением «обохренного» кварца. Яркие рыжие или бурые тона, а также многочисленные поры и полости — отпечатки ранее бывших здесь сульфидов служили на протяжении многих веков надежным поисковым признаком золотоносности.

Еще свыше 50 лет назад было установлено, что снижение содержания золота с глубиной объясняется не «обеднением» месторождения, а обогащением его верхних горизонтов под влиянием процессов гипергенеза. Многочисленные наблюдения, проведенные в различных странах, доказали, что с разрушением золотосодержащих пород частицы золота освобождаются от вмещающих минералов и механически перемещаются вниз по трещинкам благодаря своему высокому удельному весу. Частично же золото растворяется и также переносится в более глубокие части месторождения, где вновь отлагается.

Состав золота изменяется в основном за счет выщелачивания серебра, что обуславливает иногда значительное повышение его пробы.

В результате, верхние горизонты месторождения, до зоны вторичного обогащения включительно, оказываются значительно богаче ниже-расположенной неизменной части месторождения. Такой важный факт, разумеется, учитывается при проектировании горнорудных предприятий, однако определить масштабы такого переноса золота удается не всегда. Сущность этих сложных процессов миграции и перераспределения металла еще не удалось выяснить сколько-нибудь полно, хотя и было создано немало гипотез. «Универсальной» же гипотезы нет и, очевидно, быть не может, Прав профессор М. Н. Альбов, когда говорит: «Объяснять явления вторичного золотого обогащения на каком-либо месторождении только одной из научных гипотез было бы совершенно неправильно».

12.1.2.Россыпи

Россыпные месторождения золота - это рыхлые золотоносные отложения обломочного материала, образовавшегося в результате разрушения коренных месторождений, которое происходит под действием физических и химических процессов выветривания. Россыпи могут быть элювиальными, делювиальными и аллювиальными.

Элювиальные россыпи образуются в месте выхода на поверхности коренных руд или на не большом удалении от них. Характеризуются малым количеством связанного золота, его сростков с породой и слабо-

измененной формой зерен золота. Элювиальные россыпи – не перемещенные продукты выветривания коренных источников. Они залегают на месте разрушения коренного месторождения. Материал их крупнообломочный, несортированный, так как они не были перенесены текущими водами. Значительная часть металла нередко заключена в обломках горных пород или в сростках с другими минералами. Иногда наблюдается его перераспределение в вертикальном разрезе россыпи за счёт гравитационной просадки плотных частиц. Существенной концентрации металла при образовании этих россыпей не происходит. Содержание золота над богатыми коренными источниками может достигать значительных величин, но из-за небольших масштабов эти россыпи редко имеют самостоятельное промышленное значение.

Делювиальные россыпи образуются на склонах при движении элювиальных россыпей, характеризуются большим количеством связанного золота. Они бедны и редко имеют промышленное значение. Делювиальные россыпи локализованы в отложениях плоскостного смыва продуктов выветривания коренных источников. Нередко они формируются в результате смещения вниз по склону элювиальных россыпей. Делювиальный смыв способствует улучшению сортированности материала в продольном разрезе россыпи от вершины склона к его подножию и появлению на поверхности склона шлихтовых прослоев, обогащенных тяжелыми металлами. Протягиваются они обычно на небольшое (порядка первых сотен метров) расстояние от источника, причем по мере удаления от него содержание металла заметно снижается. Их распространение и промышленное значение в целом невелико.

Аллювиальные (преобладающий тип россыпей), характеризуются практически отсутствием связанного золота, его сростков с породой и сильной степенью окатанности и истертости золота, зерен. Аллювиальные россыпи – речные отложения наиболее распространены. Они сформированны за счет размыва водотоками коренных источников или промежуточных коллекторов, содержащие промышленные концентрации металла. Большинство аллювиальных россыпей связано с горными реками. Россыпи не характерны для высокого и равнинного рельефа. Наиболее богатые скопления золота (и других тяжелых минералов) располагаются на относительно небольшом удалении от коренных источников. Однако с течением длительного времени золотники постепенно сносятся вниз по течению. На отдельных участках, даже весьма удаленных от источников, могут оказаться места, удобные для накопления тяжелых минералов, и тогда там возникают также россыпи. Напомним, что проба золота повышается по мере удаления от источника его. Оптимальные

условия для их присутствия – средне- и мелкогорный рельеф. Золото концентрируется в нижних слоях отложений, частицы металла окатаны и высокопробны.

Носителями связанного золота в россыпях могут быть не только первичные не успевшие разрушиться породы, но также и вторичные породы – глины. Это наблюдается в древних россыпях, особенно там, где при переносе золота происходило растворение и переосаждение его из растворов на глинистых минералах, обладающих сильно развитой и сорбционно активной поверхностью.

Основными компонентами самородного золота являются золото и серебро. Соответственно проба россыпного золота практически зависит лишь от соотношения этих двух элементов и колеблется в пределах 650-950, чаще всего 750-850. Крупное золото, как правило, имеет высокую пробу, однако самое мелкое золото обычно еще более высокопробное. Плотность россыпного золота от 15 до 18 г/см³.

Содержание других элементов в золоте обычно составляет десятые доли процента, не превышая в сумме 0,5% редко до 1%. Наиболее часто встречаются кремний, магний, кальций, алюминий, железо, медь, ртуть, реже свинец, титан, никель, марганец, и совсем редко олово, платина, сурьма, хром, барий, мышьяк. Содержание большей части этих элементов объясняется механическими включениями в золоте породных минералов. Их можно обнаружить в полированных шлифах золота. В то же время медь, ртуть, никель, марганец, по видимому, могут входить и решетку золота, поскольку образуют с ним твердые растворы.

В некоторых россыпях золото имеет на своей поверхности пленки (золото в рубашке). Чаще всего эти пленки не сплошные и довольно тонкие. Толщина их составляет редко десятые доли миллиметра. По химическому составу это гидроксиды железа, либо гидроксиды марганца, либо сложные сульфидные соединения неблагородных металлов.

Это указывает на то, что химический состав зерен россыпного золота не постоянен. Наиболее высокопробными оказываются ядра золотин, а поверхностные слои более низкопробными. При этом интересно, что механическая прочность зерен, наоборот, растет от ядра к поверхности (результат перекристаллизации и наклепа).

Установлено, что пробность россыпного золота изменяется по простиранию россыпных месторождений. При этом по мере удаления россыпей от коренных источников пробность золота возрастает. Крупнейшие золоторудные месторождения России приведены в таблице 12.2.

Таблица 12.2

Крупнейшие золоторудные месторождения России (с запасами более 100т каждое) [52]

Месторождения	Среднее содержание золота, г/т.	Степень промышленного освоения	Добыча	
			кг	% от общей добычи
Сухой Лог (Иркутская обл.)	2,82	В резерве	-	-
Куранахская группа (респ. Якутия)	1,95	В разработке	251	0,2
Нежданинское (респ. Якутия)	5,01	В подготовке к освоению	-	-
Наталкинское (Магаданская обл.)	4,20	В разработке	1605	1,1
Многовершинское (Хабаровский край)	9,82	В разработке	1939	1,3
Майское (Чукотский АО)	12,01	В резерве	-	-
Олимпиадинское (красноярский край)	4,87	В разработке	20836	14,0
Итого			24631	16,6

12.2. Руды золота

Классификация руд золота приведена на рисунке 12.3

12.2.1. Коренные руды

Перерабатываемые в настоящее время золотосодержащие руды характеризуются большим разнообразием. В коренных месторождениях золото наряду с простыми по вещественному составу рудами, в которых основным ценным компонентом является золото, а пустая порода представлена на 90-95% кварцем, большой удельный вес занимают комплексные руды.

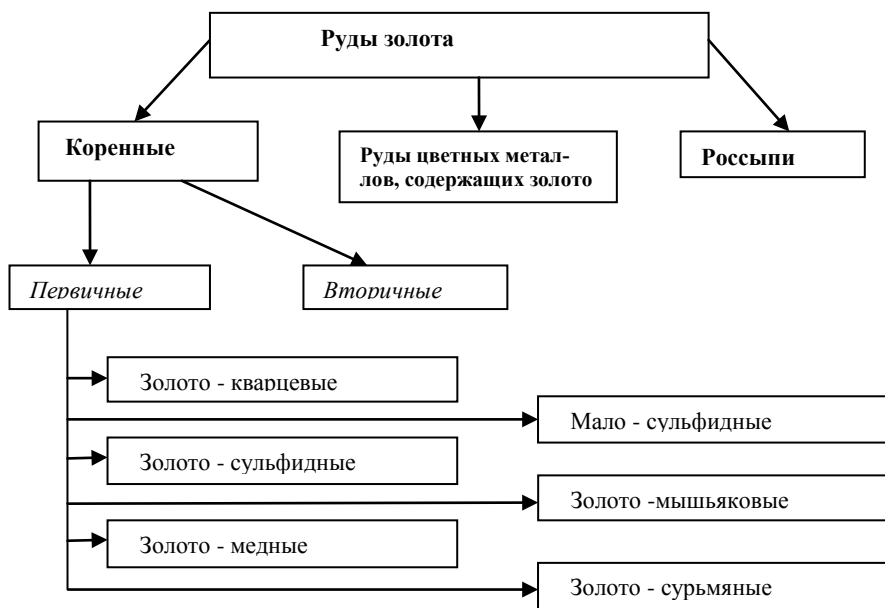


Рис.12.3.Классификация руд золота

Выделяют типы руд:

- Золото - кварцевые
- Золото - сульфидные
- Мало - сульфидные
- Золото - мышьяковые (содержат арсенопирит до 10%)
- Золото - медные (обычно халькопирит)
- Золото - сурьмяные

Первичные или золото – кварцевые руды

Первичные и частично окисленные золотые руды часто называют мало-сульфидными или кварцевыми. Такие руды наиболее распространены по сравнению с золотыми рудами других типов. К ним относятся руды, содержащие не более 2-3% сульфидов, преимущественно пирита. Сульфидов тяжелых цветных металлов в этих рудах практически нет или они присутствуют в таких не больших концентрациях, при которых извлекать их нецелесообразно. Не сульфидная часть руд представлена в основном кварцем, а также карбонатами, сланцами, хлоритом, глинистыми минералами.

Окисленные золотые руды обычно добывают из зон окисления. В них присутствуют окисленные минералы железа- лимонит и герматит, а сульфиды отсутствуют или содержатся в небольших количествах.

Золото-сульфидные руды

Золото-сульфидные руды характеризуются повышенным содержанием пирита, отсутствием в промышленных концентрациях сульфидов цветных металлов. Пирит присутствует в количестве 3-5% и выше. В некоторых рудах он составляет более половины всей массы.

Золото- мышьяковистые

В золото-мышьяковистых первичных рудах в повышенных концентрациях (от нескольких процентов до 10%) присутствует арсенопирит, из других сульфидов - пирит, иногда пирротин. Сульфиды цветных металлов не имеют промышленного значения.

Золото - медные

Золото-медные руды содержат в промышленных концентрациях золото и медь. В первичных золотомедных рудах медь преимущественно представлена халькопиритом.

Лекция 25

План лекции: 1. Вторичные руды (россыпи) [10 с 192-193,30 с 28-32]
2. Гранулометрический состав россыпного золота и форма его зерен [30 с 33-35]
3.Промывистость песков [30 с 41-48]

12.2.2.Россыпи

Россыпями называют скопление зерен (частиц) тяжелых и относительно устойчивых к агентам выветривания полезных минералов в рыхлых сцементированных обломочных отложениях, возникших в результате разрушения первичных по отношению россыпям коренных пород. В коренных породах полезные минералы находятся в сростках с породообразующими. Первым условием россыпеобразовательного процесса является дезинтеграция (высвобождение этих минералов) в результате физического (теплогового расширения, расклинивающего давления жидкости, сжатия) и химического (процесса гидратации, диссоциации и окисления) выветривания. В процессе уже происходит не большая концентрация устойчивых (алмаз, корунд, золото, циркон, платина, рутил и т.д.) минералов за счет разрушения, растворения неустойчивых минералов и

перехода их во вторичные мелкозернистые глинистые образования с легкой транспортабельностью в условиях поверхностных водотоков.

Источниками золотоносных промышленных россыпей являются преимущественно коренные месторождения, рудопроявления и промежуточные коллекторы- древние россыпи.

Однако далеко не все коренные источники сопровождаются россыпями и напротив, богатые и крупные золотоносные россыпи нередко не имеют адекватных по качественным и количественным характеристикам рудных источников.

Золоторудные месторождения становятся россыпеобразующими только в том случае, если они содержат золото определенной размерности (крупнее 0.1мм). Формирование россыпных месторождений происходит под действием различных геологических и геоморфологических факторов, определяющих строение, состав и закономерности размещения россыпей.

12.3.Переработка россыпей

12.3.1.Гранулометрический состав россыпного золота и форма его зерен

Гранулометрический состав россыпного золота и особенности формы его зерен являются основными технологическими параметрами, которые определяют (при нормальном ведении процессов - гравитационного обогащения) уровень его возможного извлечения. Несмотря на это в практике до сих пор нет единой научно обоснованной шкалы классификации россыпного золота по крупности.

Предложено несколько классификаций золота по крупности, но, ни одна из них в отечественной практике повсеместного распространения не получила. Особенно противоречивы утверждения о поведении мелкого и тонкого золота, так как к мелкому золоту различные исследователи относят золото разной крупности.

В некоторых классификациях золота по крупности (и в технической литературе) встречается понятие «плавучее золото». По-нашему мнению, этот термин не следует употреблять для характеристики золота по крупности, так как он характеризует не крупность, а способ передвижения зерен в потоке. При этом в потоках, могут перемещаться и крупные зерна, что определяется состоянием их поверхности (гидрофобизация мельчайшими пузырьками воздуха, загрязнение маслами и т. д.). Наблюдается «плавучее золото» крупностью до 1 мм, имеющее форму тон-

чайших пластинок.

Наиболее часто самофлотируется золото русловых россыпей крупных рек и морских россыпей, пески которых содержат органические включения животного и производственного происхождения. Наиболее распространенной является классификация золота по крупности (табл. 12.3).

Таблица 12.3

Рекомендуемая Иргиредметом классификация золота по крупности

Крупность, мм	Размер отверстия нижнего сита, мм	Площадь Отверстия мм ²	Логарифм предельного размера зёрн, мкм	Класс крупности золота
+3(3,15)			4-3,5	Весьма крупное
-3(3,15)+1	3(3,15)	10	3,5-3	Крупное
-1+0,315	0,315	1	3-2,5	Среднее
-0,315+0,1	0,1	0,1	2,5-2	Мелкое
-0,1+0,03 (0,0315)	-	0,01	2-1,5	Весьма мелкое
-0,03			1,5	Дисперсное

Предлагаемая классификация россыпного золота по крупности связана с его технологическими свойствами. Так, золото крупнее 3 (3,15) мм извлекается полностью даже при обогащении песков наиболее простыми способами. Золото крупностью 1 мм полностью извлекается отсадкой и более чем на 95% шлюзами мелкого наполнения. Крупность зерен 0,315мм является граничной для эффективного извлечения золота шлюзами. Извлечение при этом равно 80%. Золото крупностью 0,1 мм извлекается отсадкой на 50% и практически не извлекается при обогащении на шлюзах. Золото мельче 0,03 мм практически не улавливается известными способами механического обогащения.

В соответствии с принятой классификацией золота целесообразно классифицировать и россыпи (рис. 12.4.).

В промышленных россыпях основное количество золота, как пра-

вило, имеет крупность 0,1—4 мм (табл. 12.3). Однако в последние годы в эксплуатацию вовлекаются россыпи и с более мелким золотом (табл. 12.4).

Данные ситового анализа не всегда достаточно полно характеризуют крупность зерен золота. Поэтому в дополнение к ситовому анализу иногда взвешивают отдельные золотины.

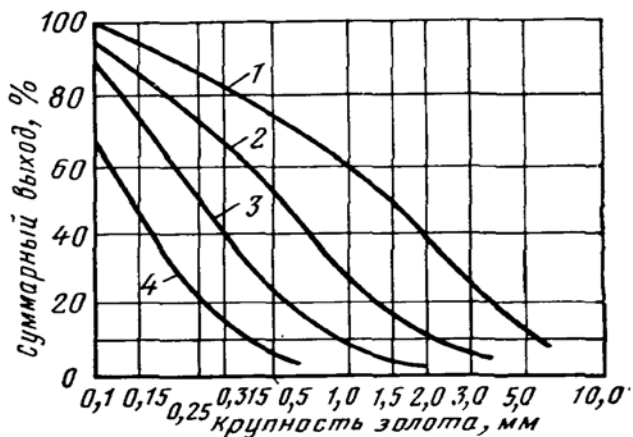


Рис. 12.4. Классификация россыпей в зависимости от крупности золота

- 1 — с крупным золотом;
- 2 — со средним золотом;
- 3 — с мелким золотом;
- 4 — с весьма мелким золотом

Т. Г. Фоменко вывел экспериментальную зависимость скорости свободного падения золотинок в воде от их массы. Скорость падения зерен в воде (одна из основных характеристик обогатимости), определенная в зависимости от массы золотинок ближе к фактической, чем определенная с учетом только крупности зерен.

Таблица 12.4

Распределение золота по классам крупности, % (по данным Иргиредмета и ВНИИ-1)

Район	Классы крупности, мм				Средняя крупность, мм
	-2+1	-1+0,5	-0,5+0,25	-0,25	
Северо-Восток					1,6
Лена.....	46,0	27,0	24,0	3,0	1,1
Якутия	17,5	46,7	28,5	7,3	1,5
Северный Енисей.....	38,3	43,1	10,4	8,2	0,9
То же.....	—	54,6	27,6	17,8	0,6
Южный Енисей.....	—	8,1	84,3	7,6	0,5
Амур.....	—	3,4	55,1	41,5	0,5
Якутия.....	—	4,7	74,8	20,5	1,0
То же.....	9,1	35,6	48,6	6,7	0,5
Северный Урал.....	—	12,3	57,3	30,4	0,5
То же.....	—	11,7	57,2	31,1	0,8
Южный Урал.....	—	17,5	78,3	4,2	0,6
Забайкалье.....	—	7,6	76,7	15,7	0,6
		13,3	63,5	23,2	

Таблица 12.5.

Гранулометрический состав золота отдельных россыпных месторождений, %

Район	Классы крупности, мм				Средняя крупность, мм
	-2+1	-1+0,5	-0,5+0,25	-0,25	
Амур	6,6	6,4	61,4	25,6	
Якутия (древняя россыпь)	3,0	19,3	36,8	40,9	0,25
Западная Сибирь	—	32,5	44,5	23,0	—
Дальний Восток	—	—	5,1	94,9	0,15
Южный Енисей	3,0	10,3	32,8	53,9	0,25
Якутия		9,8	32,5	57,7	0,24

12.3.2.Промывистость песков

Под промывистостью песков понимается способность рыхлых отложений размываться в потоке воды до такого состояния, при котором минеральные частицы не связаны друг с другом и освобождены от гли-

нистых примазок. Промывистость песков зависит от цементации их вязкими материалами, обычно пластичными глинами.

В практике к глинистым относят породы, в которых содержание частиц менее 5 мкм (глинистой фракции) превышает 3%, а к собственно глинам — породы, в которых этой фракции содержится более 30% [54].

Почти все глины являются полиминеральными горными породами. Минералоги разделили все гидросиликатные минералы на три группы: глиноземистые, железистые и магнезиальные. Более других распространены глиноземистые минералы, которые классифицируются по Гинзбургу и Петрову на следующие группы:

1. Каолинита (каолинит, диксит, накрит, галлуазит, монотермит и др.).
2. Монтмориллонита (монтмориллонит, бейделлит).
3. Пирофиллита (пирофиллит).
4. Аллофана (аллофан).
5. Гидролюды (гидромусковит, лиеврит).

На рис. 12.5. и 12.6. схематически показаны зарисовки зернистых смесей, связанных монтмориллонитом и каолинитом, сделанные по данным минералогического исследования.

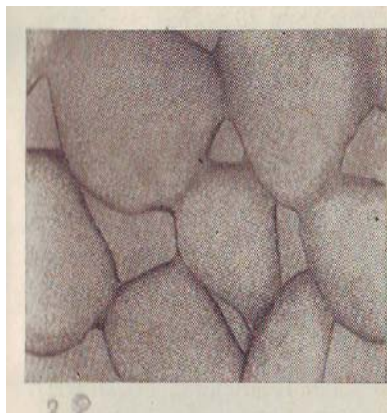


Рис. 12.5. Смесь зерен, связанных натриевым монтмориллонитом



Рис. 12.6. Смесь зёрен, связанных каолиновой глиной

Как видно, кварцевые песчинки равномерно обволакиваются однородной пленкой из монтмориллонитовых мелких частиц и неравномерно покрываются небольшими чешуйками и крупными агрегатами каолинита. Соответственно этому более прочная связь между песчинка-

ми во влажном состоянии будет в смесях с монтмориллонитом по сравнению с каолиновыми смесями.

Определяющими факторами свойств глинистых материалов по Р. Гриму являются: состав глинистых минералов; состав неглинистых минералов, присутствующих в глинах; обменные ионы и растворимые соли; структура; физико-механические свойства.

К физико-механическим свойствам глинистых песков, определяющим способность глин к разрушению, относятся: гранулометрический состав, плотность, объемная масса, пористость, пластичность, размокание, набухание, водопроницаемость, сопротивление сдвигу, структурная связность и естественная влажность. У высокодисперсных глинистых цементов пластичность и связность проявляются сильнее, чем у менее дисперсных. Песчинки и грубообломочные неглинистые фракции повышают водопроницаемость глинистых пород.

Пластичность глин — способность изменять свою форму под действием внешних сил без разрыва сплошности и сохранять полученную форму после удаления внешней силы — характеризуется числом пластичности, которое показывает диапазон влажности, в котором грунт обладает пластическими свойствами,

$$I_n = W_g - W_H,$$

где I_n — число пластичности; W_B — верхний предел пластичности, т. е. влажность (%), при которой грунт переходит из пластичного состояния в жидкое; W_H — нижний предел пластичности, т. е. влажность, при которой грунт переходит из пластичного состояния в твердое, %.

Сравнивая естественную влажность глин с влажностью, соответствующей пределам консистенции этой глины, можно с некоторой точностью судить о ее состоянии и разрушаемости.

Размокание — это способность глин при впитывании воды терять связность и разрушаться. Основным показателем, характеризующим это свойство, является скорость размокания глины, которая зависит от содержания в ней глинистых частичек (фракции 5 мкм) и их минералогического состава.

Высокопластичные глины влажностью выше максимальной молекулярной влагоемкости в воде слабо или совсем не распадаются. Влажность влияет на прочность глинистого материала — при увеличении влажности прочность сначала увеличивается до максимума, а затем уменьшается.

Исследования вещественного состава глин 10 россыпных место-

рождений золота различных районов страны показали, что все глинистые минералы находятся в классах крупностью менее 0,1 мм. В более крупных классах глинистых компонентов практически нет. Исследованные глины представляют собой полиминеральные смеси и относятся преимущественно к типу высокопластичных глин группы аллофановых и монтмориллонитовых. В глинах часто содержатся гидрослюда с примесью бейделлита (смесь гидрослюда с монтмориллонитом). В некоторых россыпях Якутии присутствуют в мелких классах каолиновые глинистые минералы.

Следует отметить, что механические (связующие) свойства глин определяются не только наиболее тонкими глинистыми частицами, например —5 мкм, на пластичность глин существенно влияют тип их, количество самых тонких зерен и содержание глинистых зерен в довольно крупных классах, например 20 и 30 мкм.

Гранулометрический состав глин зависит как от литологического состава пород, так и от степени их разрушения и условий переноса рыхлого материала. Более мягкие породы (известняки, песчаники, сланцы) содержат больше тонкого глинистого материала, чем твердые. Наиболее трудные для обогащения древние россыпи характеризуются большим содержанием тонких глинистых минералов, образование которых (по И. С. Рожкову и Л. В. Разину) шло по схеме: слюда — полевые шпаты — гидрослюда — монтмориллонит — галлуазит — каолинит.

Пока еще нет точных критериев и надежных методов объективного определения промывистости песков.

Лекция 26

План лекции:

1. Подготовительные процессы при обогащении песков [30 с 39-57]
2. Классификация золотосодержащих россыпей по обогатимости песков [10 с 193-196]
3. Методы извлечения золота [30 с 113-120]
4. Гравитационные методы обогащения [30 с 58]

12.3.3. Подготовительные процессы при обогащении песков

Необходимым условием подготовки песков к обогащению является освобождение зернистой части от глинисто-шламовой (дезинтеграция) и удаление крупных фракций (грохочение), не содержащих

золото.

В настоящее время, в связи с подготовкой к эксплуатации россыпей с большим количеством труднопромывистого материала, возникла необходимость изыскания более эффективных по сравнению с используемыми способами дезинтеграции.

Эффективность дезинтеграции песков зависит от:

- степени промывистости и гранулометрического состава песков;
- удельного расхода и способа подачи воды на дезинтеграцию;
- интенсивности воздействия механических устройств;
- продолжительности пребывания материала в дезинтегрирующем аппарате (удельной производительности аппарата);
- конструкции дезинтегрирующих устройств;
- степени предварительной подготовленности материала перед дезинтеграцией (подсушка, предварительное размешивание, насыщение химическими растворами).

По конструкции дезинтегрирующие машины разделяются на следующие группы:

- барабанные (барабанные грохоты, скрубберы, мельницы);
- шнековые (корытные и мечевые мойки);
- вибрационные (плоские вибрационные, вибрационно-барабанные);
- гидравлические (гидроэлеваторы трубные, гидроэлеваторы-вашгерды, шлюзы).

12.3.4. Классификация золотосодержащих россыпей по обогатимости песков

Технологические свойства песков определяют не только показатели обогащения, но и эффективность работы промывочно-обогащительных устройств.

Имеются различные классификации россыпных месторождений в зависимости от условий их возникновения и перемещения. Для технолог-ов-обогащителей важными являются те свойства песков, которые влияют на технологию извлечения золота из них. К ним относятся свойства песков, влияющие на эффективность подготовки их к обогащению (гранулометрический состав песков — содержание валунов, эфельной фракции, содержание глин и физико-механические свойства их), а также свойства песков, влияющие на эффективность гравитационного их обогащения (содержание золота в песках, гранулометрический состав золо-

та, форма зерен золота, содержание и состав шлиховых минералов).

Для отдельных районов (провинций) свойства песков, влияющие на технологию обогащения, различны. Так, пески Якутии, Западной Сибири и Урала характеризуются высоким содержанием глин, пески Приморья и Якутии — повышенным содержанием тяжелой фракции, пески Урала, Западной Сибири, Забайкалья и Амура — большим количеством мелкого золота, а пески Северо - Востока— высоким содержанием крупного золота.

Предложены два способа технологической классификации золотосодержащих песков. Первая классификация учитывает пять признаков: содержание валунов (+ 400 мм); содержание эфельных фракций (класса —15 мм); содержание илесто-глинистых фракций (класс—0,01 мм); наличие самородков золота (+10 мм); содержание золота крупностью —0,2 мм.

В зависимости от величины указанных факторов пески подразделяют на три категории: легкообогатимые, среднеобогатимые и труднообогатимые (табл.12.6)

Таблица 12.6

Классификация песков по обогатимости

Категория песков	Содержание валунов (+400 мм), %	Выход эфелей (—15 мм), %	Содержание глинисто-илистой фракции (—0,01 мм), %	Содержание самородков , (+10 мм), %	Содержание мелкого золота (—0,2 мм), %
Легко-обогатимые	0	Менее 40	Менее 5	0	Менее 3
Средне-обогатимые	0—5	40—70	7—10	0	3—10
Трудно-обогатимые	Более 5	Более 70	Более 10	1	Более 10

12.3.5. Методы извлечения золота из золотосодержащих песков

Основные методы извлечения золота из золотосодержащих песков приведены на рисунке 12.7.

В отечественной практике при обогащении золотоносных песков наибольшее распространение получили шлюзы различных конструкций. Эти аппараты являются наиболее экономичными и обеспечивают высокую степень концентрации золота.

На шлюзах происходит раскрытие полезных минералов (в частности на шлюзах глубокого наполнения) и разделение смеси по плотности в текущем потоке воды. Наиболее тяжелые минералы или металл концентрируются на дне шлюза в специально предусмотренных гнездах, а легкие — пустая порода — сносятся потоком воды в хвосты. В зависимости от режима работы шлюзы подразделяются на шлюзы мелкого наполнения и шлюзы глубокого наполнения. Шлюзы мелкого наполнения применяются для обогащения песков крупностью менее 16 мм. Шлюзы глубокого наполнения применяются для обогащения более крупного материала (до 50—100 мм).

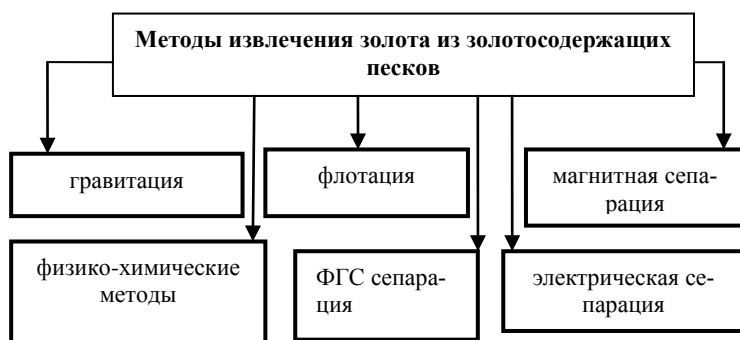


Рис.12.7.Методы извлечения золота из золотосодержащих песков

12.3.5.1. Гравитационные методы обогащения

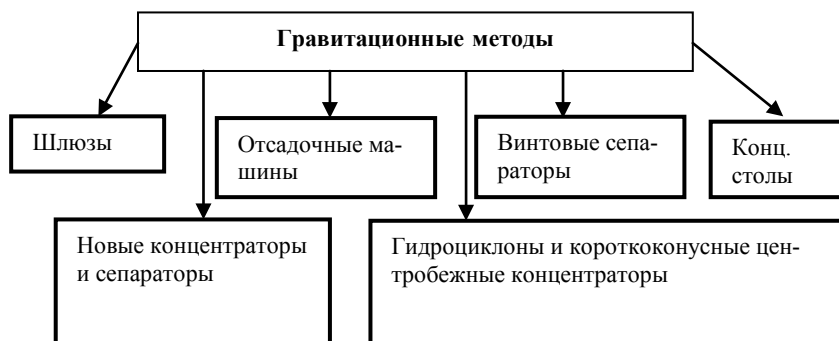


Рис.12.8.Классификация гравитационных методов обогащения

Обогащение золотосодержащих песков на шлюзах

Улавливающие покрытия шлюзов подразделяются на жесткие и мягкие. Жесткие покрытия — это коврики и трафареты, мягкие — коврики. На шлюзах с мягким покрытием обогащаются пески с максимальной крупностью не более 1—2 мм. В качестве ковриков в отечественной промышленности применяются рифленая резина, реже сукно. За рубежом, кроме резиновых, применяются плетеные каламовые и коврики из травы. В последние годы находят широкое применение коврики из губчатого натурального каучука (линатекса).

Резиновые коврики изготавливаются с различными нарифлениями и глубиной ячеек.

По вопросу о наиболее рациональной и эффективной форме трафаретов существуют различные мнения. На предприятиях Северовостока применяются в большинстве случаев трафареты лестничного типа (на шлюзах глубокого наполнения), на предприятиях Урала, Сибири — цельнотянутые металлические трафареты. Объясняется это тем, что в первом случае обогащаются крупные пески, содержащие весьма крупное золото, во втором — более мелкое золото.

Извлечение золота на шлюзах зависит от ряда факторов, основными из которых являются: удельная нагрузка по твердому, определяемая в расчете на 1 м ширины шлюза или на 1 м² улавливающей площади; скорость и глубина потока пульпы на шлюзах, зависящие, также от разжижения пульпы и уклона шлюзов; характер улавливающего покрытия; содержание тяжелых минералов и гранулометрический состав золота в обогащаемых песках.

Практика показывает, что оптимальный поток на шлюзах для улавливания золота из песков максимальной крупности 16—20 мм достигается при удельной нагрузке по твердому 3,5—4 м³/ч на 1 м ширины при Ж:Т в питании равном (12—15) : 1 (по объему) и уклоне шлюзов 6—8°. При колебании, нагрузки (по отдельным шлюзам) от 2 до 10 м³/ч на 1 м ширины в результате неравномерного распределения песков и при сполоске концентратов через 15—20 ч извлечение золота значительно снижается. Длина шлюзов существенно влияет на извлечение золота. Так, если основная масса крупного и среднего золота улавливается на первых двух метрах по длине шлюзов мелкого наполнения, то для эффективного извлечения мелкого золота необходима длина шлюзов не менее 5—6 м. На шлюзах глубокого наполнения достаточно полное извлечение золота достигается при длине 15—20 м. Иногда применяются шлюзы глубокого наполнения длиной в несколько сотен метров.

Исследования процесса обогащения на шлюзах показывают, что факторами, снижающими потери золота мелких классов, являются: более частая замена улавливающего покрытия (3—4 раза в сутки вместо обычного один раз); снижение скорости потока пульпы до 0,6—0,8 м/с при уменьшении максимальной крупности питания.

Обогащение золотосодержащих песков на отсадочных машинах

Отсадочные машины широко применяются при обогащении песков россыпных месторождений. Наибольшее распространение получили диафрагмовые отсадочные машины.

Успешное применение отсадки при обогащении песков объясняется более высоким извлечением полезных компонентов из мелких классов и более высокой удельной производительностью по сравнению со шлюзами. Кроме того, шлюзы при временной перегрузке обычно заиливаются, а это ведет к сносу тяжелых ценных минералов в хвосты, тогда как отсадочные машины даже при значительной перегрузке их обеспечивают удовлетворительные технологические показатели.

Оптимальный расход воды при отсадке составляет 1—4 м³/т, из которых 20% поступает с питанием, 50% подается под решето первой и 30% — под решето второй камеры. При обогащении золотосодержащих песков на отсадочных машинах обычно применяется искусственная постель толщиной до 30—40 мм из стальной дробы диаметром 4—6 мм или из искусственно приготовленных тел (металлической стружки, ферросилиция и других материалов на цементном растворе). В качестве постели иногда используются крупные фракции шлиховых минералов — пирита, магнетита, лимонита и т. д. Толщина постели зависит от крупности, плотности и формы зерен, слагающих постель.

Параметры постели при принятом числе пульсаций должны обеспечить свободное проникновение к решетку ценных зерен и препятствовать проникновению зерен породы.

Большое влияние на технологические показатели отсадки оказывают характер обогащаемого материала, прежде всего содержание глины в обогащаемых песках. Необходимым условием успешной отсадки является предварительное обезыливание и обезвоживание исходного материала.

Исследованиями Иргиредмета установлено, что предварительное обезвоживание песков, содержащих до 30—40% мелкого золота, позволяет повысить извлечение его на 8—10% от операции.

Опыт эксплуатации 250-л драг показал, что применение в схемах

обогащения отсадочных машин в настоящее время технологически и экономически целесообразно при разработке россыпей, содержащих более 10—15% золота в классе —0,25 мм при общем содержании золота в песках не менее 250—300 мг/м³.

Для изыскания возможности упрощения технологических схем и снижения стоимости обогащения проведены исследования процесса обогащения материала, классифицированного по более широкой шкале (крупность -16+2 мм). Исследованиями процесса отсадки материала крупностью -16 + 2 мм определено, что оптимальный импульс пульсаций должен соответствовать максимальному размеру зерен обогащенной смеси, а оптимальные величина хода диафрагмы и число ходов получены близкие к значениям, установленным для обогащения узкоклассифицированного материала крупностью -16 + 8 мм.

При отсадке грубоклассифицированного материала при оптимальном режиме пульсаций получено достаточно высокое извлечение ценных минералов, но с низкой степенью концентрации. Для определения возможности повышения степени концентрации ценных минералов испытывалась постель из зерен различной формы: шарообразной, цилиндрической и кубической. В результате установлено, что кубическая форма зерен постели обеспечивает самую высокую степень концентрации ценных минералов.

Сравнительные результаты обогащения на отсадочной машине, стационарных и металлических подвижных шлюзах показывают, что извлечение золота на отсадочной машине на 6— 7% выше, чем на стационарных, и на 2—3% выше, чем на металлических подвижных шлюзах (при трехразовом в сутки сполоске шлюзового концентрата).

Лекция 27

План лекции:

1. Обогащение на винтовых сепараторах [30 с 69]
2. Обогащение на концентрационных столах [30 с 69-71]
3. Новые концентраты [30 с 72-79]
4. Гидроциклоны и центробежные сепараторы [30 с 71-72]
5. Флотация [30 с 81-85]

Обогащение золотосодержащих песков на винтовых сепараторах

Винтовые сепараторы для обогащения песков получили широкое распространение в США и других странах. В России начали применять сепараторы несколько позднее. Испытания и внедрение винтовых сепараторов

раторов в отечественной практике начаты Иргиредметом (К. В. Соломин, М. Ф. Аникин и др.)

Процесс обогащения на винтовом сепараторе определяется в основном параметрами желоба: радиусом, профилем поперечного сечения, углом подъема винтовой линии и длиной винтового желоба. Оптимальным профилем поперечного сечения является профиль, близкий к эллипсу, с соотношением осей 2:1.

Преимуществами винтовых сепараторов по сравнению с отсадочными машинами являются: отсутствие движущихся деталей, простота конструкции, незначительная занимаемая площадь, наглядность процесса, простота обслуживания, низкие эксплуатационные расходы. К недостаткам (сравнительно с отсадочными машинами) следует отнести: больший выход концентрата, низкое извлечение золота округлой комковатой формы, значительный перепад пульпы в аппарате, что затрудняет компоновку оборудования на обогащительных установках.

В некоторых случаях винтовые сепараторы имеют явные преимущества перед отсадочными машинами, например при отработке глинистых песков, когда технологическая вода содержит значительное количество взвесей (до 300 г/м^3) и регулируемая подача ее под решета отсадочных машин связана с существенными трудностями. При этом, как показывают результаты испытаний, обогащение на винтовых сепараторах можно вести без подачи дополнительной смывной воды на желоба.

Обогащение золотосодержащих песков на концентрационных столах

Столы, как известно, обладают высокой степенью концентрации ценных минералов, но имеют сравнительно не высокую производительность, вследствие чего не могут применяться для основной концентрации бедных материалов. В основном концентрационные столы применяются в перечистных и доводочных операциях.

Следует учитывать, что производительность концентрационных столов зависит от содержания шлиховых минералов в поступающем материале. Так, при содержании шлиховых минералов 35-50 кг/т и менее производительность концентрационного стола СКМ- 1А составляет 1-1,2 $\text{м}^3/\text{ч}$, а при содержании 80-100 кг/т и более снижается до 0,6 $\text{м}^3/\text{ч}$.

Степень концентрации мелкого золота при обогащении на концентрационных столах значительно выше, чем на всех других применяемых гравитационных аппаратах.

В таблице 12.7 приведены данные по извлечению золота при обогащении песков одной из драг на концентрационном столе.

Таблица 12.7

Распределение золота различной крупности по продуктам обогащения на концентрационном столе.

Продукт	Крупность золота, мм					Распределение золота, %
	+0,5	-0,5 +0,25	-0,25 +0,15	-0,15 +0,1	-0,1	
Концентрат	100	91,5	84,6	89,2	65,0	88,6-96,4
Промпродукт	-	7,4	12,0	8,5	18,0	9-1
Хвосты	-	1,1	3,4	2,3	17,0	2-3
Питание	9,1	54,2	14,1	17,7	4,9	100

Граничный размер зерен золота, извлекаемого на концентрационных столах, на основании исследования Иргиредмета и ЦНИГРИ составляет 0,05мм.

Извлечение золота округлой формы по сравнению с пластинчатыми и игольчато-губчатыми выше по всем классам крупности. С уменьшением крупности зерен золота влияние их формы на эффективность и извлечение уменьшается.

Многими исследованиями установлена высокая эффективность работы концентрационных столов при доводке золотосодержащих концентратов. Извлечение золота в концентрат при этом достигает 98-99%.

В последнее время в отечественной практике и за рубежом проводятся работы по совершенствованию конструкций и создания новых покрытий столов.

Новые концентраторы и сепараторы

Гидроциклоны и центробежные концентраторы для извлечения золота за последние годы стали одним из основных классифицирующих и обесшламливающих аппаратов (рис.12.9 – 12.16). Однако возможные области их использования раскрыты еще не полностью.

Известно, что в обычных классифицирующих гидроциклонах (угол конусности 20° и менее) плотность зерен мало сказывается на разделении их смеси по крупности. Исследования ЦНИГРИ установлено, что с увеличением угла конусности начинает все больше сказываться разница в плотности разделяемых минералов.

При значениях угла конусности 90° и более в гидроциклоне разделение происходит не по крупности, а по плотности. Таким образом, из классифицирующего гидроциклон превращается в обогатительный аппарат. Степень обогащения в нем регулируется соотношением диамет-

ров сливной и песковой насадок, а также изменением угла конической части гидроциклона. Гидроциклоны с большим углом конусности получили название короткоконусных или гидроциклонов со сложным профилем конуса (если образующая его имеет изломы).

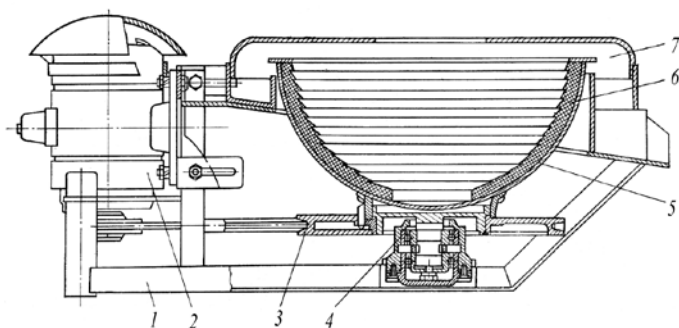


Рис. 12.9. Концентратор – центрифуга: 1 – рама; 2 – электродвигатель; 3 – шкив; 4 – подшипник; 5 – чаша; 6 – футеровка; 7 – крышка.

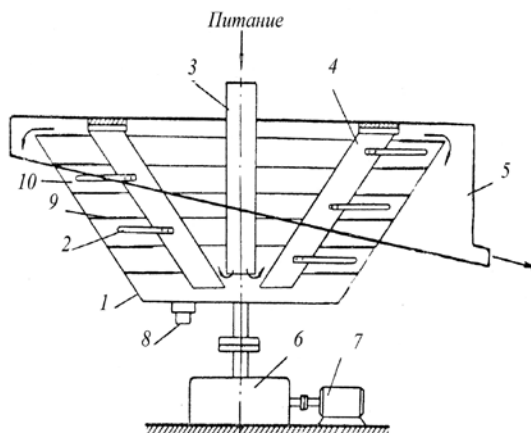


Рис. 12.10. Концентратор «Орокон»: 1 – конус-ротор; 2 – рыхлители; 3 – труба (питающая); 4 – консоли; 5 – сливной желоб; 6 – редуктор; 7 – электродвигатель; 8 – винтовая пробка; 9 – кольцевые перегородки; 10 – кольцевые карманы

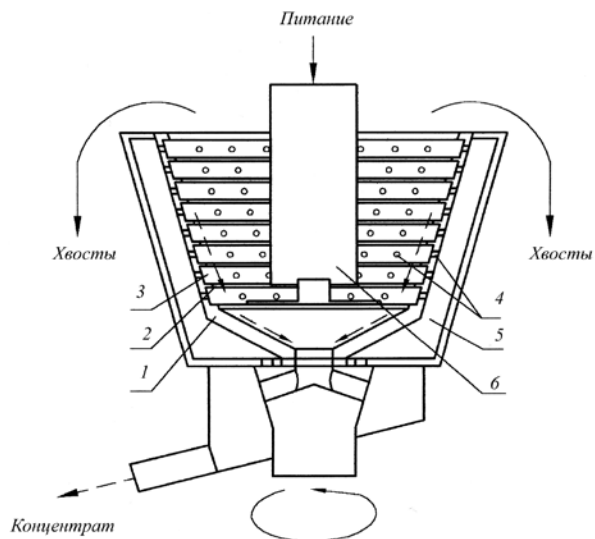


Рис. 12.11. Схема центробежного концентратора Кнелсон: 1 – ротор; 2 – кольцевые перегородки; 3 – кольцевые карманы; 4 – отверстия; 5 – емкость для промывной воды; 6 – питающая труба

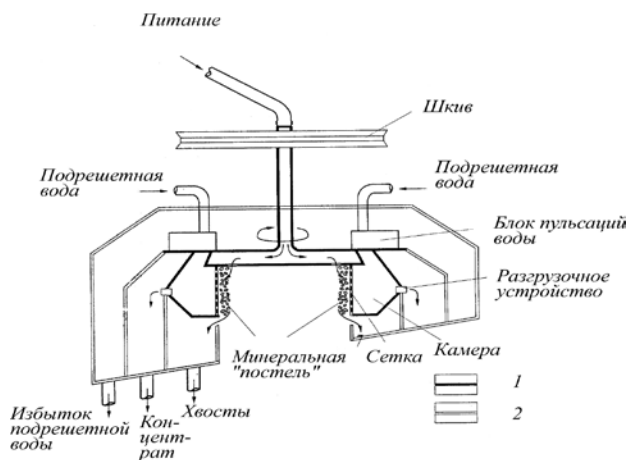


Рис. 12.12. Схема центробежной отсадочной машины «Campbell»: 1 – вращающаяся часть; 2 – неподвижная часть

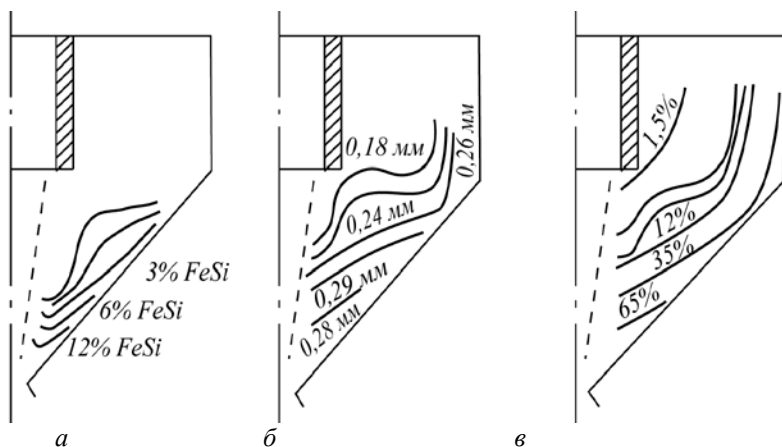


Рис. 12.13. Изолинии распределения в короткоконусном гидроциклоне: *а* – тяжелые частицы (ферросилиция); *б* – частицы средней крупности; *в* – плотность пульпы (процент твердой фазы)

Эти аппараты предназначены для обогащения мелкозернистых смесей. В короткоконусном гидроциклоне одновременно имеются благоприятные для гравитации факторы:

- наличие центробежных сил, превосходящих силы тяжести в десятки и сотни раз, в результате чего достигается весьма быстрое расслаивание материала;

- наличие подвижной (в определенной мере разрыхленной) и вращающейся в циклоне постели, состоящей из зерен обогащаемого материала, способствующей сегрегации зерен постели. В результате эффективно обогащается материал при высокой производительности. Результаты испытаний короткоконусных гидроциклонов на рассыпном золото-содержащем материале показывают, что по эффективности извлечения золота эти аппараты не уступают отсадочным машинам и даже концентрационным столам

При обогащении песков крупностью -1 мм , содержащих золото крупностью: $-1+0,25\text{ мм}$ - 50,9%; $-0,25+0,1\text{ мм}$ - 41,8% и $-0,1\text{ мм}$ - 7,3%, в гидроциклоне диаметром 75 мм с углом конусности 120° получено извлечение золота около 90%.

Успешно протекает обогащение в короткоконусном гидроциклоне сливов обезвоживающих устройств, т.е. весьма тонкозернистого материала.

При обогащении тонких глинистых сливов обезвоживания эфелей, содержащих как самое мелкое, так и средней крупности золото, на одном из промывочных приборов Урала извлечено 99% золота в пески .

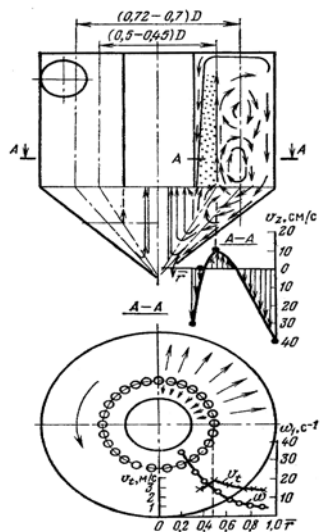


Рис. 12.14. Схема потоков и изменение скорости жидкости в ККГЦ

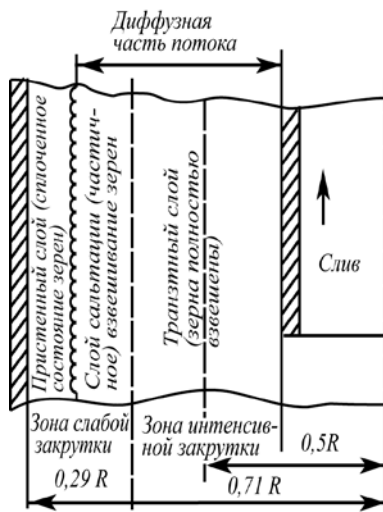


Рис. 12.15. Схематическая структура взвесенесущего потока в цилиндре гидроциклона

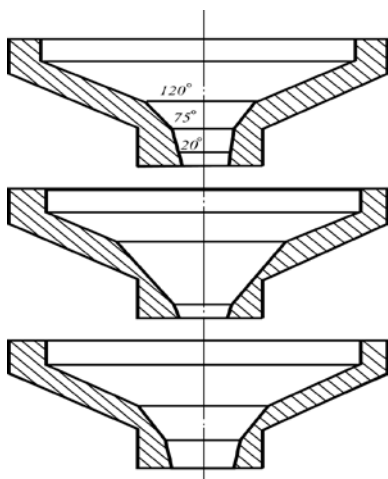


Рис. 12.16. Типы конусов центробежного концентратора «Трикон»

12.3.5.2. Флотация

Метод извлечения золота флотацией в рудной практике является одним из основных. Флотация как метод для извлечения свободного золота из песков привлекает внимание исследователей с 30-ых годов. Принципиальная возможность применения ее для извлечения золота из песков показана работами А.В. Фаренвольда, Г.П. Славнина и другими исследователями, но экономически этот процесс оказался очень дорогим для переработки такого бедного сырья, каким являются пески россыпных месторождений золота. Поэтому промышленного применения для переработки золотосодержащих песков флотация не получила.

С развитием технологии флотационного процесса в последние годы появилась возможность удешевления флотационного процесса при одновременном повышении эффективности его. Это определяется усовершенствованием способов подготовки материала к флотации (тонкое грохочение и обесшламливание), освоением новых флотационных машин с менее интенсивным перемешиванием, применением новых эффективных реагентных режимов флотации, а также принципиально новым аппаратным оформлением процесса (пенная и адгезионная сепарации). Однако наличие в россыпях большого количества илов ухудшает результаты флотации. Они остаются в суспензированном состоянии по-

крывают частицы золота, затрудняя контакт частиц с пузырьками воздуха. Ила, образуемые окислами железа и марганца, повышают расход реагентов и снижают извлечение золота. Для депрессии первичных илов добавляют различные вещества – диспергаторы – соду, жидкое стекло и др. По вопросу механизма воздействия на золото данных реагентов в литературе встречаются противоречивые мнения. Известно также, что в определённых случаях полезны при флотации золота серная кислота и сернокислая медь. Известь, сернистый натрий, цианистая соль ухудшают результаты флотации россыпного золота.

Крупность частиц золота и их форма также в значительной мере определяют поведение их при флотации. Практикой установлено, что золото крупнее 0,15мм флотируется плохо. Предельная крупность переходящих в концентрат золотинок зависит от их формы и структуры, плотности пульпы, характера пены, конструкции флотационной машины и ряда других факторов. Крупные золотины чаще имеют пластинчатую форму и лучше флотируются в более плотной пульпе при наличии обильной и устойчивой пены, а также в пневматических флотационных машинах в большей степени, чем в механических, создаются условия для сравнительно спокойного подъема и удаления из камеры пузырьков воздуха с закрепленными на них золотинами. Однако и в лучших условиях золото флотируется не полностью. В хвостах флотации остаются золотины относительно большой массы и с малоразвитой поверхностью, т.е. золотины монолитные по структуре и округлые по форме.

Для выявления эффективности флотации при доводке концентратов, содержащих мелкое россыпное золото, в Иргиредмете были проведены испытания по схеме, включающей гравитационное обогащение на концентрационных столах с последующей флотацией хвостов. Хвосты концентрационных столов флотировались в лабораторной механической флотационной машине с применением бутилового ксантогената при расходе 100 г/т соснового масла. Золото из хвостов гравитационного обогащения флотируется достаточно эффективно, особенно мелкое - 0,074мм.

Извлечение (%) россыпного золота гравитацией и флотацией (в одну стадию) из наиболее обогащенного класса исходных песков крупностью-0,315мм, содержащего более 1г/т золота, (по данным ЦНИГРИ) следующее:

-Концентрация на столе.....	89,9
-Флотация:	
в щелочном режиме.....	78,5
в усовершенствованном режиме.....	83,5

Выход концентрата во всех случаях был на уровне 4-5%.

Обычный режим флотации в щелочной среде оказался недостаточно эффективным. Интенсифицировать процесс флотации удалось проведением ее в слабокислой среде с кремнефтористым натрием при сочетании собирателя с эмульгированным аполярным маслом и эффективного пенообразователя Д-3 (демитилфталата). Но и в этом случае извлечение флотацией было ниже, чем на концентрационном столе, в результате наличия в исходном материале трудных для флотации крупных с гладкой поверхностью зерен золота.

Флотация хвостов гравитационного обогащения этих же песков, но содержащих золото крупностью -0,15мм, была весьма эффективной. Извлечение золота было практически полным при выходе флотационного концентрата 1%.

В ЦНИГРИ флотировали золото из песков прибрежно-морских россыпей Дальнего Востока, отличающихся наличием чрезвычайно тонких, истертых пластинок золота. Непосредственная флотация песков крупностью -0,15мм (0,1мм) вялая и неустойчивая. Для интенсификации применялась флотация с носителем. В качестве носителя использован пирит крупностью 0,05мм в количестве 2-4% по массе, однако в дальнейшем стабилизация пены достигалась только реагентами.

В последнее время уделяется большое внимание новому способу флотации – пенной сепарации. Применение машин пенной сепарации может расширить пределы крупности извлекаемого золота при флотации материалов с небольшим содержанием илов.

Учитывая отмеченные особенности флотации свободного золота, для извлечения его из песков целесообразной может быть двухстадиальная схема, сочетающая грубое гравитационное обогащение тонкозернистого материала при одновременном обезыливание его в первой стадии и последующее флотационное обогащение бедного концентрата на машине пенной сепарации – во второй, т.е. флотация применяется не для первичного обогащения неподготовленных исходных песков, а для доводки грубых зернистых концентратов с тонким золотом. Пенная сепарация заслуживает специального отдельного исследования с целью повышения эффективности извлечения мелкого и тонкого россыпного золота.

Для извлечения мелкого и тонкого золота предложен способ селективного фильтрования пульпы. Он может быть осуществлен с использованием гидрофобной и ворсистой ткани.

Аппарат для фильтрования представляет собой корпус, заполненный деревянными решетками с наклеенной гидрофобной ворсистой тка-

ную, и имеет загрузочное и разгрузочное устройство.

Пульпа подается в аппарат снизу. Частицы пульпы, проходя через фильтр, ударяются о гидрофобную пористую поверхность ткани. При этом частицы золота, обладая большей гидрофобностью, глубже проникают в ворс ткани и имеют большую вероятность задержки на фильтре. После накопления на фильтре золотосодержащего осадка подачу пульпы прекращают и подают воду для удаления осадка в приемник. Если фильтрующей средой является древесная стружка, то ее сжигают, и тогда золото концентрируется в золе.

Лекция 28

План лекции: 1. Другие физико-химические методы [10 с 206-212 ,30 с 85-98]
2. Магнитная, электрическая магнитогидродинамическая(МГД) сепарация [30 с 99]
3. Схемы обогащения [10 с 197]

12.3.5.3 .Другие физико-химические методы извлечения золота

Здесь рассматривается цианирование, фильтрация, адгезионная сепарация.

Цианированием извлекают золото как непосредственно из руд, так и из продуктов их переработки: хвостов, концентратов, промпродуктов, огарков и др. В практике обогащения россыпей цианированием определяется наиболее полное содержание золота в песках и продуктах их переработки при изучении обогатимости. Цианирование было испытано и для извлечения золота из глин.

При цианировании обычно используют растворы NaCN и $\text{Ca}(\text{CN})_2$, реже KCN . В качестве защитной щелочи применяют известь. Растворимость золота в цианистых растворах зависит от многих факторов: характера золота, минералогического состава песков, состава воды и условий выщелачивания. Сравнительно легко растворяется золото, имеющее чистую поверхность, хуже золото, покрытое плохорастворимыми оболочками. В этом случае процесс протекает длительное время (Более 24-30 часов). Было сделано много попыток сократить время выщелачивания. Испытывали разные средства: интенсивное перемешивание, выщелачивание под давлением, и подогрев пульпы.

С увеличением интенсивности перемешивания пульпы ускоряется конвекционное выравнивание веществ, участвующих в реакции, уменьшается толщина диффузного слоя около частиц золота, разрушаются структуры и флоккулы в пульпах. Все это ускоряет процесс растворения

золота.

Для интенсификации перемешивания пульпы используют флотационные машины.

Цианирование под давлением свыше 5 кгс/см^2 в атмосфере воздуха или кислорода значительно ускоряется растворение золота. Однако этот способ считают пока экономически невыгодным.

Повышение температуры интенсифицирует процесс растворения золота, но одновременно увеличивает скорость взаимодействия различных минералов с цианистыми растворами, снижает растворимость кислорода в растворе, ускоряет гидролиз цианида. В связи с этим подогрев пульпы выше $15-20^\circ$ не практикуют.

В Иргиредмете проведены предварительные исследования по цианированию мелкозернистых песков ($-0,25 \text{ мм}$), содержащих значительное количество глины (до $50-70\%$) и тонкого золота (-20 мкм $70-80\%$) одного из россыпных месторождений Якутии. Растворение золота в цианиде проводилось с одновременным его осаждением на ионообменных смолах. Результаты получены положительные – извлечение на смолу составило до 70% .

Для выщелачивания золота испытываются нетоксичные или менее токсичные, цианид, реагенты. Известно, что золото хорошо растворяется в слабокислых растворах тиомочевины при наличии небольших количеств окислителя. Из сурьмянистой руды раствором тиомочевины концентрацией $0,3\%$ выщелачивается $95,8\%$ золота. При цианировании этой же руды золото извлекалось всего на $87,5\%$.

Проводятся исследования по выщелачиванию золота тиомочевинными растворами непосредственно в россыпях. Предварительные результаты показали принципиальную возможность выщелачивания золота непосредственно из месторождения без проведения горных работ.

Исследуется также возможность извлечения золота из горных пород действием бактериальных культур. Предварительные опыты показали, что в раствор при этом переходит до 82% содержащегося в породе золота.

Масляная агломерация представляет интересный способ извлечения золота из песков или измельченных руд, запатентованный в США. Сущность изобретения состоит в том, что улавливающую поверхность покрывают остатками перегонки нефти алифатического состава, имеющими при 100° вязкость по Сейбольтфурулу 300 с (секунд) и обладающими высокой способностью прилипания к металлам.

Покрытую поверхность хорошо увлажняют и пропускают по ней тонкий слой золотосодержащей пульпы. При этом золото улавливается

покрытием. Затем покрытие растворяют в соответствующем растворителе и из полученного раствора выделяют золото.

В Канаде известен метод масляной агломерации, применяемый для обогащения золотосодержащей руды. Опыты были проведены на руде с содержанием 3% рудных минералов, которые более чем на 90% представлены пиритом. Золото находится в виде включений в пирите; крупность золотинок от 2 до 20мкм. Руду первоначально измельчают до содержания 85% класса -74мкм. Внутренняя поверхность сосуда покрывается маслом (кубовые остатки, разбавленные 10%-ным раствором керосина) в количестве 4-6% от массы сухой руды. На обогащение поступала пульпа плотностью 33% твердого. Для перемешивания добавлялась кремниевая галька. Сосуд вращался со скоростью 50-60% критической в течении 30 минут. После контактирования концентрат снимали со стенок сосуда и прокаливали при $t=700\div 800^{\circ}\text{C}$ в течении нескольких часов. Извлечение золота составляло от 79 до 96% (масло можно регенерировать).

Изложенные данные послужили основанием для проведения исследований в Иргиредмете на глинистых золотосодержащих песках. Для опытов использовался классифицированный материал (пески гидроциклона крупностью $-0,25+0,02\text{мм}$). С целью исключения прилипания глины к маслу навески песков предварительно перемешивались при $\text{Ж:Т}=1:1$ и с 0,1%-ным раствором бутилксантогената калия в механической флотационной машине в течении 30 минут. В опытах использовали полиэтиленовый сосуд, в качестве масла - мазут марки 100. Масляный концентрат смывался керосином, высушивался в обычной печи и затем прокаливался в муфельной печи при $t= 800^{\circ}\text{C}$.

По предварительным данным извлечение золота достигало 86-92%.

12.3.5.4. Магнитная, электрическая и магнитогидродинамическая (МГД) сепарации

Магнитная сепарация

При обогащении золотосодержащих песков магнитная сепарация применяется в доводочных операциях. Очистка золотой головки концентративного стола от магнитных минералов (ильменита, гематита, граната) может успешно осуществляться сухой магнитной сепарацией при напряженности магнитного поля 7-10 тыс. Э. Извлечение золота в немагнитную фракцию представляющую кондиционный концентрат, составляет 99,4-100%. В некоторых случаях при больших количествах в

шлиховых (шлюзовых) концентратах сильномагнитных минералов (магнетита, ильменита) целесообразно перед обогащением на концентрационном столе применение мокрой магнитной сепарации. Проводится она при напряженности магнитного поля 1000 Э. с использованием аппаратов для мокрой магнитной сепарации.

Магнитный концентрационный стол

При доводке золотосодержащих концентратов весьма эффективным является сочетание гравитационного и магнитного методов обогащения. Для этой цели может служить магнитный концентрационный стол. Особенностью стола является то, что электромагнитная система выполнена подвижной в направлении, соответствующем разгрузке частиц магнитного минерала. Стол имеет обычную для сотрясательных концентрационных столов деку с нарифлениями, под которой расположена подвижная электромагнитная система. Эта система состоит из электромагнитных катушек, попарно смонтированных на бесконечной пластинчатой цепи, движущейся по направлению к разгрузочной стороне деки.

Электрическая сепарация

Основана на использовании различия электропроводности разделяемых минералов. Наличие на поверхности минералов окислов, тончайших пленок солей, шламов и влаги резко изменяет поверхностную электропроводность. Для очистки поверхности предварительно обрабатывают материалы реагентами, производят обжиг и дешламацию.

Электрическая сепарация, так же как и магнитная, применяется при доводке грубых золотосодержащих концентратов.

Магнитогидродинамическая и магнитогидростатическая сепарация

Перспективным методом обогащения является магнитогидродинамическая сепарация-процесс разделения твердых частиц минерального сырья по плотности, магнитной восприимчивости и электропроводности. Разделение осуществляется в результате воздействия пондеромоторных сил, действующих на частицы со стороны разделительных жидкостей. Имеются два типа процессов: магнитогидродинамическая сепарация (МГД-сепарация) осуществляется за счет пондеромоторной силы электромагнитного происхождения, возникающей в электролите, помещенном в скрещенные электрические и магнитные поля; магнитогидростатическая (МГС-сепарация) осуществляется за счет пондеромоторной силы чисто магнитного происхождения, возникающей в магнитной жидко-

сти, помещенной в неоднородное магнитное поле. Основным преимуществом этих методов является возможность регулирования плотности разделительной среды (от 1 до 20 г/см³). Эти методы должны найти применение в стадии доводки гравитационных концентратов.

Исследовательские работы по выяснению возможности применения МГД - и МГС – сепарации для обогащения золотосодержащих продуктов проводятся в институте Горючих ископаемых, ЦНИГРИ, Иргиредмете. Установлено, что при обогащении на лабораторной модели магнитогидродинамического сепаратора золотосодержащих концентратов (хвостов вайсгерда крупностью -2мм) удается получить высококачественный концентрат при извлечении золота 95%.

Отличительной особенностью МГС - сепарации является, то, что разделение минералов осуществляется в объеме парамагнитной жидкости, помещенной в неоднородное магнитное поле. Электрический ток через жидкость (как это имеет место в МГД - сепарации) не пропускают.

В качестве жидкостей используют водные растворы парамагнитных солей железа, марганца, никеля и другие, например FeCl₃, MnCl₂.

Разделение при МГС - сепарации происходит в магнитном поле, имеющем градиент напряженности, направленный вниз. Поэтому обязательным условием при обогащении золотосодержащих материалов является предварительное выделение из них всех магнитных минералов.

Возможность использования МГС - сепарации для доводки шлиховых концентратов проверялась на пробе концентрата крупностью - 1+0,04мм доводочного шлюза одной из драг Урала.

В результате разделения на МГС - сепараторе немагнитной фракции этого концентрата в концентрат извлекается 98,9% золота (от операции).

Эффективность доводки дражных концентратов новыми способами проверена в полупромышленных условиях по развернутой схеме, включавшей обесшламливание в гидроциклоне (по классу 0,05мм), магнитную сепарацию и МГС - сепарацию в концентрированном растворе хлористого марганца.

12.3.5.5. Схемы обогащения

Некоторые схемы извлечения золота из россыпей и песков приведены на рисунках 12.17 – 12.18.

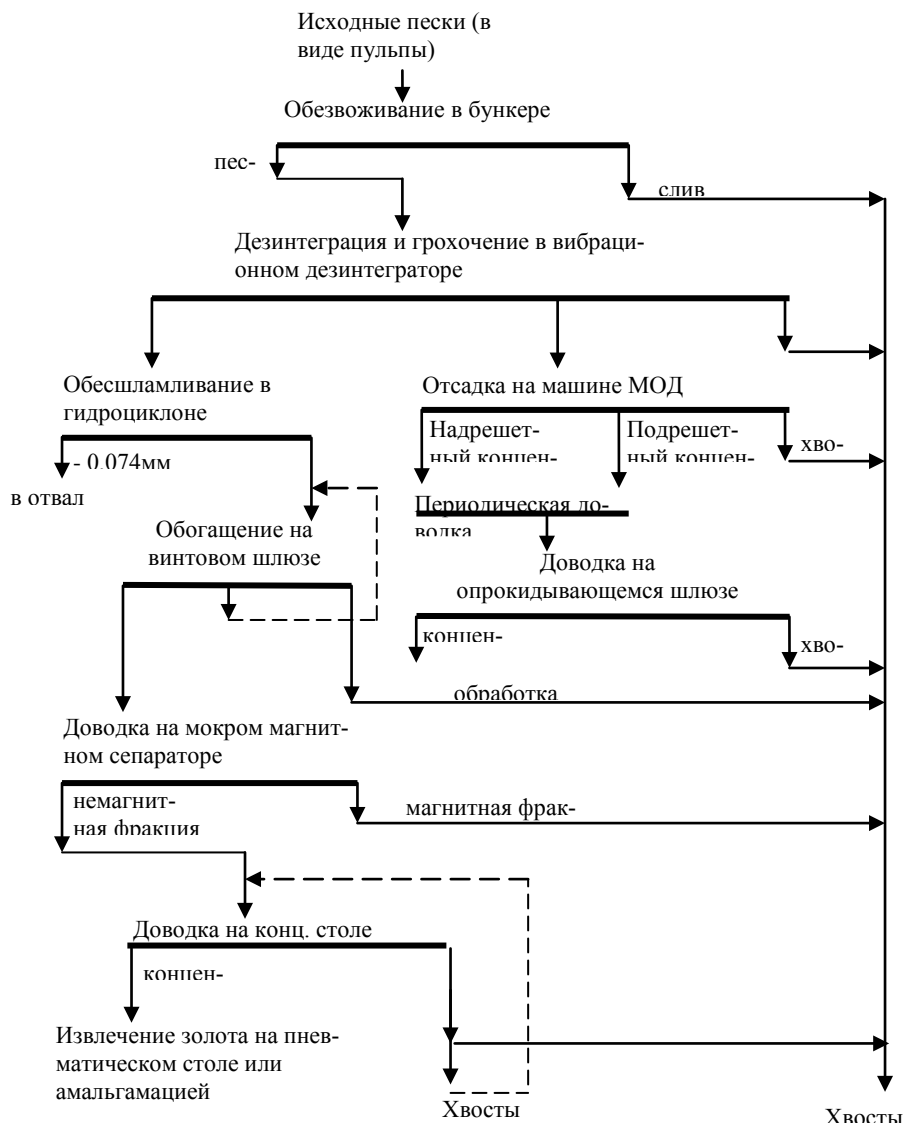
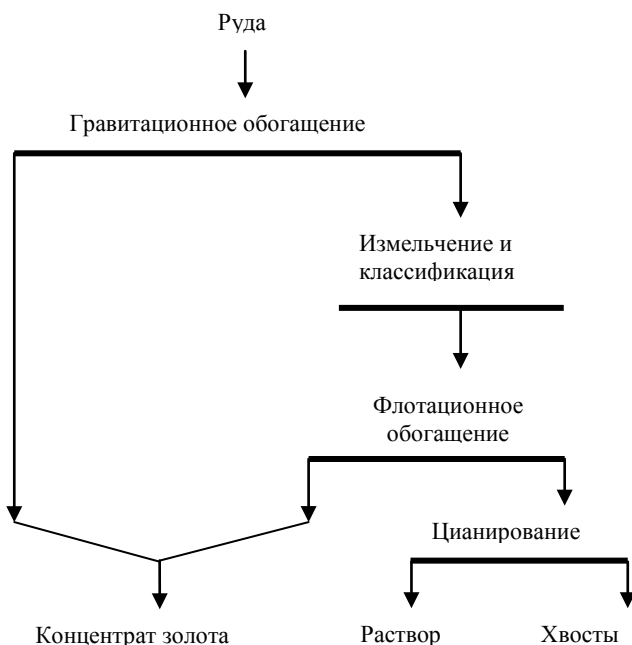


Рис.12.17.Схема обогащения глинистых песков



12.18. Комбинированная схема обогащения руд

Лекция 29

План лекции:

1. Подготовка коренных руд к обогащению [10 с 198,30 с 39-41]
2. Извлечение золота из коренных руд [10 с199-214,30 с 99-113]
3. Схемы обогащения. Фабрики [10 с 194-195,197]

12.4.Переработка коренных руд золота

12.4.1. Подготовка коренных руд к обогащению

Дробление руды на золотоизвлекательных фабриках осуществляется в две или три стадии в зависимости от крупности и способа выемки (добычи), т.е. крупности максимальных кусков. При дроблении глини-

стых руд, когда создаются значительные трудности в работе конусных дробилок и грохотов, дробилки на последней стадии нередко заменяют стержневыми мельницами. При большом содержании глин в схему дробления и грохочения иногда включают операции промывки.

Крупность измельченной руды колеблется в широких пределах: от 90% класса меньше 0,3мм (Лебединская фабрика) до 98% класса 0,074мм (Тасеевская фабрика) в зависимости от крупности металла в руде.

Измельчение руды обычно производится в две стадии. На первой стадии используют стержневые мельницы. Применение в качестве мелющих тел стальных шаров связано с потерями золота вместе с дисперсным железом. Поэтому в золотой промышленности с давних вторую стадию измельчения и доизмельчения концентратов проводят в галечных мельницах. Галечное измельчение широко распространено на золотоизвлекательных фабриках ЮАР и Канады.

Одним из основных направлений совершенствования рудоподготовки на золотоизвлекательных фабриках является использование бесшарового измельчения в мельницах “Аэрофол” и “Каскад”. Мельницы сухого самоизмельчения “Аэрофол” принимают руду с максимальной крупностью кусков до 0,9м и измельчают ее до требуемого содержания класса крупности менее 0,074мм или 0,04мм. При этом измельченная руда характеризуется сравнительно хорошей однородностью по крупности частиц и меньшим ошламованием, чем измельченная в шаровых мельницах. Снижение шламообразования ведет к улучшению показателей флотации, фильтрации и цианирования: снижается расход цианида до 35%, увеличивается извлечение золота до 4%. Сухое бесшаровое измельчение золотых руд в ряде случаев экономичнее существующих методов. Недостатками его является жесткое требование к влажности, которая не должна превышать 1,5-2%. Повышение влажности приводит к резкому снижению эффективности процессов измельчения и классификации.

Мельницы мокрого самоизмельчения “Каскад” представляют еще больший практический интерес, так как их применение не имеет указанного для “Аэрофол” ограничения влажности руды. Более того, мокрое самоизмельчение, при прочих равных условиях, всегда менее энергоемко.

К недостаткам процесса самоизмельчения следует отнести следующее: удельная производительность мельниц самоизмельчения ниже, чем для шаровых и стержневых мельниц. Процесс самоизмельчения не универсален, т.е. его нельзя без предварительных испытаний рекомендо-

вать для всех золотых руд. Наиболее подходящим для самоизмельчения являются хрупкие руды зернистого сложения. Для выбора процесса рудоподготовки самоизмельчением необходимо провести промышленные исследования по самоизмельчению конкретной руды.

В схемах измельчения золотых руд значительное место занимают операции классификации. За последние годы на большинстве золотоизвлекательных фабриках в качестве классифицирующих аппаратов применяют спиральные классификаторы и гидроциклоны. Последние находят наибольшее распространение при использовании сравнительно больших типоразмеров измельчительного оборудования. Обесшламливают золотые руды перед цианированием и флотацией в том случае, если шламы обеднены золотом и отрицательно влияют на технологические операции.

Одной из значительных проблем рудоподготовки считается повышение эффективности процесса классификации, т.к. существующие аппараты, в том числе и циклоны, имеют эффективность разделения, например, по классу 0,074мм, в лучшем случае до 70%. Для восполнения этого недостатка на некоторых фабриках гидроциклонирование перед флотацией и цианированием ведут с трехкратной перемывкой слива.

12.4.2. Извлечение золота из коренных руд

Основные методы извлечения золота приведены ниже на рисунке 12.19.

Основным методом обогащения коренных руд золота является флотация.

В последние годы на золотоизвлекательных фабриках происходит усиленное внедрение и совершенствование флотационного обогащения.

На многих фабриках флотация стала ведущим процессом, на других - роль ее из года в год возрастает.

В настоящее время на отечественных золотоизвлекательных фабриках флотации подвергают около 65% руд. Расширение практики флотационного обогащения золотых руд обеспечивает повышение полноты извлечения золота, извлечение ценных попутчиков этого металла и снижение эксплуатационных расходов.

Наиболее полно изучены флотационные свойства свободного золота с чистой поверхностью. Собираателями для такого золота являются ксантогенаты, дитиофосфаты, меркаптаны, соли жирных кислот. Из ксантогенатов эффективным собирателем является бутиловый, он обеспечивает большую гидрофобизацию поверхности золота, чем ксантогенаты с менее длинной углеводородной цепью.

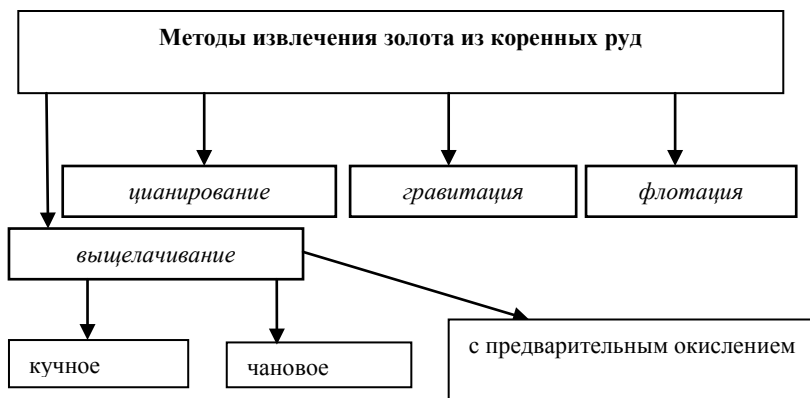


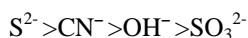
Рис.12.19. Методы обогащения золота из коренных руд

Поверхность золота непосредственно после обнажения практически не покрывается ксантогенатом и только после непродолжительного контакта с воздухом или водой начинается закрепление собирателя. Количество собирателя на поверхности золота возрастает с увеличением концентрации в растворе и продолжительности контакта. В опытах использовали этиловый ксантогенат калия с S^{35} . Концентрация ксантогената в растворе составляла 0,5 мг/л. Количество адсорбированного ксантогената выражено в процентах от количества, соответствующего одному расчетному мономолекулярному слою. В процессе контакта происходит взаимодействие поверхности золота с кислородом воздуха или кислородом, растворенным в воде. Термодинамическими расчетами и электронографическими исследованиями установлено, что взаимодействие представляет собой окислительный процесс на поверхности золота с отдачей электронов окислителю-кислороду. В обычных условиях на золоте образуются окисные пленки толщиной 30\AA . Толщина пленки зависит от давления кислорода и длительности взаимодействия.

Адсорбция ксантогената на поверхности золота представляет собой сложный процесс. Ксантогенат адсорбируется не по всей поверхности золота, а на отдельных ее участках и покрытия имеют неравномерный пятнистый характер. В первый момент скорость адсорбции максимальна – происходит химическое взаимодействие ксантогената и золота (AuROCSS). Затем скорость адсорбции прогрессивно снижается и образующиеся покрытия уже не соответствуют по своему составу ксантоге-

нату золота. Максимальное количество адсорбированного ксантогената может достигать $10 \cdot 10^{-3}$ г/см², при этом толщина покрытия равна нескольким десяткам условных мономолекулярных слоев. При обычных флотационных концентрациях ксантогената (менее 0,1 г/мл) покрытие на золоте количественно соответствует мономолекулярному слою, а количество – составу ксантогената золота.

В число реагентов, в присутствии которых нередко осуществляется флотация свободного золота, входят цианид, сернистый натрий, щелочи, сульфит натрия, медный купорос, жидкое стекло, крахмал, полиакриламид. По подавляющему действию на свободное золото анионы первых четырех реагентов располагают в следующий ряд:



Подавляющее действие сернистого натрия изучено сравнительно хорошо. Небольшое количество этого реагента подавляет свободное золото, в то время как другие минералы, например пирит, еще флотируют. Порошок золота в условиях беспенной флотации не флотируют при концентрации Na_2S в растворе 0,025 г/л. Сернистый натрий снижает адсорбцию ксантогената на золото: при концентрации соединения в растворе 0,1 г/л адсорбция ксантогената полностью прекращается. Кроме этого, сернистый натрий, химически взаимодействуя с поверхностью золота, образует сульфид Au_2S . В результате поверхность золотин гидрофилизуется и они теряют способность к флотации.

Подавляющее действие цианида объясняют, в частности, его способностью растворять ксантогенат золота. Последний растворяется в цианистых растворах гораздо лучше, чем ксантогенаты других металлов. Циан-ион не только удаляет с поверхности золота собиратель, но и сам адсорбируется на свободных участках поверхности или на участках, занятых ранее собирателем. Подавляющее действие цианида резко возрастает в щелочной среде, особенно в известковой. Совместное действие цианида и щелочи сильнее, чем действие каждого из этих реагентов в отдельности. Цианистый комплекс $\text{K}_2\text{Zn}(\text{CN})_4$ хорошо растворяет низшие ксантогенаты золота, например этиловый. Поэтому указанный комплекс подавляет золото, если флотация проводится с использованием ксантогенатов с короткой углеводородной цепью. Высшие ксантогенаты золота более устойчивы к этому подавителю.

Флотируемость свободного золота в щелочной среде зависит от вида щелочи и не изменяется до значений pH растворов 9,5 в известковой среде, 10,8 – в содовой и 11,8 – в среде NaOH . Эти данные получены

для чистого золота методом беспенной флотации. При значениях pH выше указанных флотационная способность золота снижается. Подавляющая способность щелочей в какой-то мере связана с их способностью снижать адсорбцию собирателя в золоте. Количество адсорбированного ксантогената снижается с увеличением pH, особенно за счет извести. Но снижение адсорбции собирателя не единственная причина подавляющего действия щелочей. Имеют место и другие процессы, приводящие к подавлению золота. Это может быть и непосредственно взаимодействие ионов OH^- с поверхностью золота или адсорбция ионов Na^+ , Ca^+ , HCO_3^- и CO_3^{2-} .

В кислой среде флотируемость свободного золота хуже, чем в нейтральной. Адсорбция ксантогената в кислой среде прямолинейно снижается с уменьшением pH раствора. Зависимость адсорбции ксантогената от pH раствора, сернистого натрия и цианида на рис.8. Результаты получены при перемешивании порошка химически чистого золота в растворе изоамилового ксантогената, меченного S^{35} .

По данным, полученным при наблюдении за прилипаемостью пузырьков воздуха к поверхности золота, сульфит натрия снижает флотируемость золота лишь при концентрации в растворе 0,06% и выше. Подавителем свободного золота является и медный купорос.

Жидкое стекло и крахмал в случае повышенных расходов снижает способность золота к флотации. Перед флотацией золотых руд иногда производится сгущение пульпы с использованием различных флокулянтов, в частности полиакриламида. Полиакриламид адсорбируется на поверхности золота и увеличивает ее смачиваемость. Однако покрытие этого реагента на золоте весьма непрочны и, как показывает практика, он не вызывает ухудшение флотации свободного золота.

Влияние на флотируемость золота соединений, переходящих в жидкую фазу из руды, изучалась путем флотации порошка золота из смеси с различными минералами. Флотационные свойства золота в присутствии кварца практически не изменяются. Подавление золота щелочами в этом случае происходит при тех же значениях pH, что и в беспенной флотации. Флотируемость золота снижается, если флотировать порошок этого металла из смеси с сульфидами – пиритом, арсенопиритом, пирротином и халькопиритом. Самая низкая флотируемость наблюдается из смеси с пиритом, если флотацию вести при естественной щелочности в пиритной пульпе (pH=4,8). Добавление щелочей в пиритную, а так же пирротиновую пульпы повышает извлечение золота. Наибольшее извлечение достигается при максимальном поглощении щелочи этими минеральными пульпами. С появлением в пульпах свободной щелочи фло-

тация подавляется. При флотации золота из смесей с халькопиритом и арсенопиритом извлечение его не снижается до $\text{pH}=10-11$ в среде Na_2CO_3 или NaOH и до $\text{pH}=9-10$ в известковой среде. Больше того, небольшие количества свободной щелочи повышают извлечение золота.

Крупность частиц золота в значительной мере определяет их поведение при флотации. Практикой флотации и исследованиями установлено, что золото крупнее 0,1 мм флотирует неудовлетворительно. Предельный размер переходящих в концентрат золотин зависит от их формы и структуры, плотности пульпы, характера пены конструкции флотомашин и ряда других факторов. Крупные золотины чаще всего имеют пластинчатую форму. В хвостах флотации остаются золотины относительно с большой массой и малоразвитой поверхностью, т. е. золотины монолитные по структуре и округлые по форме. Крупные тяжелые золотины лучше флотируют в более плотной пульпе при наличии обильной и устойчивой пены, а так же в пневматических машинах. В пневматических машинах в большей степени, чем в механических, обеспечены условия для сравнительно спокойного подъема и удаления из камеры пузырьков воздуха с закрепленными на них золотинами. Однако и в лучших условиях крупное золото флотирует не полностью, поэтому его извлекают перед флотацией гравитационными способами или амальгамацией.

Флотируемость золота с примесями и золота с покровными образованиями отличается от флотируемости химически чистого или высокопробного золота с чистой поверхностью. Чистое золото после непродолжительного воздействия кислорода адсорбирует меньше собирателя, чем золото с примесями серебра и меди. Однако при более длительном действии кислорода наблюдается обратная картина: из-за развивающегося процесса окисления адсорбция собирателя на золоте с примесями снижается и становится меньше, чем на чистом золоте. Металлические примеси тем больше понижают флотируемость золота, чем легче они окисляются. Золото с примесями легче подавляется, особенно в известковой среде. В хвостах промышленной флотации часто встречаются золотины, имеющие в своем составе много меди или железа. С трудом поддается флотации частично амальгамированное золото и золото в составе амальгамы.

Покровное образование на золотилах – одна из причин потерь золота при флотации. В хвостах флотации часто присутствуют золотины, покрытые пленкой гидроокислов железа. Хуже флотируют и золотины с покрытиями из ошламованных сульфидов – халькопирита, галенита и сфалерита. С другой стороны, тонкие пленки на золоте не являются пре-

пятствием для флотации. Следует отметить, что флотационные свойства золота с покровными образованиями изучены недостаточно, хотя потери такого золота на фабриках составляют значительную величину.

Флотируемость золота в сростках также изучено мало. Очевидно, поведение такого золота в значительной мере зависит от того, с каким минералом связано золото. Сростки золота с сульфидами при обычной флотации сульфидрильными собирателями переходят в концентрат. Сростки с кварцем, гидроокислами железа и другими несulfидными минералами в условиях сульфидной флотации флотируют лишь при определенных соотношениях между весом золотины и связанного с ней минерала и между величинами поверхностей вскрытых частей золотины и минерала. Если золото в сростках с несulfидными минералами занимает по величине подчиненное положение, то такие сростки преимущественно переходят в хвосты.

Флотационное поведение золота, заключенного в минералах, определяется флотационными свойствами минералов – носителей этого золота.

Золото в составе теллуристых минералов флотируется хорошо даже с углеводородными маслами в качестве собирателя. Теллуриды золота флотируют и в присутствии цианида и извести, когда пирит полностью подавлен.

Схемы и режимы флотации золотых руд в первую очередь зависят от вещественного состава последних, поэтому технология флотации руд одного типа значительно отличается от технологии флотации руд других типов. Вместе с тем в схемах флотации разнотипных руд есть общие черты, характерные для многих золотоизвлекательных фабрик. Например, при обработке руд почти всех типов используют стадийную флотацию.

Стадийную флотацию, в основном двухстадийную, осуществляется как на новых, так и на многих старых действующих фабриках. С переходом от одностадийной флотации к многостадийной без изменения степени измельчения руд получают менее шламистый концентрат и очень часто более полное извлечение золота и других ценных металлов. Повышение извлечения золота происходит в связи с меньшим переизмельчением теллуридов золота и золотосодержащих сульфидов и уменьшением концентрации шламов в голове флотации.

Общим для технологии флотации золотых руд многих типов является также сокращенное число перемесных операций или даже полное их отсутствие. Эта особенность обусловлена наличием в рудах труднофлотируемых частиц золота (крупных, в сростках, с покровными образо-

ваниями и др.), которые, с трудом перейдя в концентрат, легко теряются в перечистках. Поэтому на многих фабриках предпочитают получать менее богатые концентраты, но с более высоким извлечением в них золота. На фабриках, где флотационный концентрат цианируют и хвосты цианирования не являются товарным продуктом, перечистки нередко отсутствуют. Весьма часто перечистки подвергают лишь концентрат контрольной флотации.

Многократные перечистки неизбежны, если концентрат необходимо довести до кондиционного состояния по содержанию цветных металлов или по сере. Труднофлотируемые частицы золота в этих случаях извлекают из хвостов флотации или промпродуктов цианированием. Если цианирование отсутствует, то для получения отвальных хвостов применяют многократные контрольные флотационные операции, а так же гравитационное обогащение хвостов и промпродуктов. На фабрике Кэмпбелл Чибугама (Канада) трехкратная перечистка позволяет получать богатый по меди золото - медный концентрат, а труднофлотируемое золото из хвостов и промпродуктов извлекают на ворсистых шлюзах, а также двухкратной флотацией хвостов.

Лекция 30

План лекции: 1.Технология обогащения на золотоизвлекательных фабриках Красноярского края [55,56]

12.5.Технологии обогащения на золотоизвлекательных фабриках Красноярского края

Олимпиадинские ЗИФ работают на двух типах руд.

Окисленные руды коры выветривания. Распределение золота в рудном теле весьма неравномерное, что требует усреднения руды с различных участков при добыче, складировании и при подаче на фабрику. Способ добычи руды – открытый.Золото в руде присутствует в виде пылевидных частиц и на 88 % представлено классом - 0,044 мм и частично коллоидной формой. По данным фазового анализа цианируемое золото составляет 93,9 %, связанное с оксидами (в пленках) 4,4 %. Технологическая схема переработки включает: рудоподготовку, гидрометаллургический передел (ионообменная технология), узел электролиза и плавки катодного осадка. Товарной продукцией ЗИФ является золото в виде слитков, которое получают после плавки катодного золота. При проектном извлечении золота 95 %, фактическое извлечение составляет более

96 %. Основная причина потерь золота-потери с осколками смолы, которая используется в ионообменной технологии и недорастворённым металлом (крупные зёрна, связанные с сульфидами и т.д.).

Второй тип - *первичные руды* представлены массивными и тонкозернистыми сланцами хлорит - слюдисто - кварц -карбонатного состава, неравномерно минерализованными сульфидами. Золото в преобладающей части находится в виде тонкой (первые микроны и менее) ассоциации с сульфидами, вследствие чего не раскрывается с достаточной полнотой при измельчении руды до крупности менее 40 мкм. Основными составляющими компонентами первичных руд являются по степени убывания оксиды кварца, кальция, алюминия и железа. Содержание мышьяка и сурьмы соответственно 0,2-0,42 и 0,04-0,4 % при таких количествах они считаются вредными примесями. Технологическая схема обогащения первичной руды (рис.12.20) включает: рудоподготовку, флотацию, гидрометаллургию хвостов флотации, биовскрытие флотационного концентрата и последующее его выщелачивание. Извлечение золота из концентрата методом бактериального выщелачивания составляет 98,2%, а сквозное извлечение - 91%.

Советская ЗИФ перерабатывает руды подземной (месторождение «Советское») и открытой добычи (карьеры “Эльдорадо” и “Восточный”, “Успенский” и др.). Технологическая схема фабрики включает: рудоподготовку, первичное гравитационное обогащение, гравитационное обогащение с доизмельчением и доводкой концентратов, флотационное обогащение, обезвоживание и гидрометаллургический процесс извлечения благородных металлов из флотационного и гравитационного концентратов. Готовая продукция Советской ЗИФ: золото катодное (золота и серебра более 70 %).

Для **фабрики Васильевского рудника** в настоящее время предложена комбинированная технологическая схема с гравитационным и гидрометаллургическими циклами. Руда Васильевского месторождения характеризуется золото-кварцевым мало-сульфидным типом с различной степенью окисления. Степень окисления по железу и мышьяку составляет соответственно 96,0 и 92,0%, снижаясь с глубиной отработки месторождения. Основным ценным компонентом в руде является золото, содержание которого составляет 3,5-16 г/т. Серебро самостоятельного промышленного значения не имеет, но извлекается попутно совместно с золотом в продукты обогащения. Его содержание в руде - 10-12 г/т.

Из года в год ухудшается качество руды, это требует совершенствования существующих и внедрение новых технологий обогащения

руд.

Повышение эффективности флотационных циклов на Советской и Олимпиадинской ЗИФ можно обеспечить посредством совершенствования реагентных режимов. В настоящее время на фабриках используется в качестве реагента собирателя один бутиловый ксантогенат. Известно, что применение сочетаний реагентов позволяет интенсифицировать флотацию “трудных” зёрен (шламы, сростки).

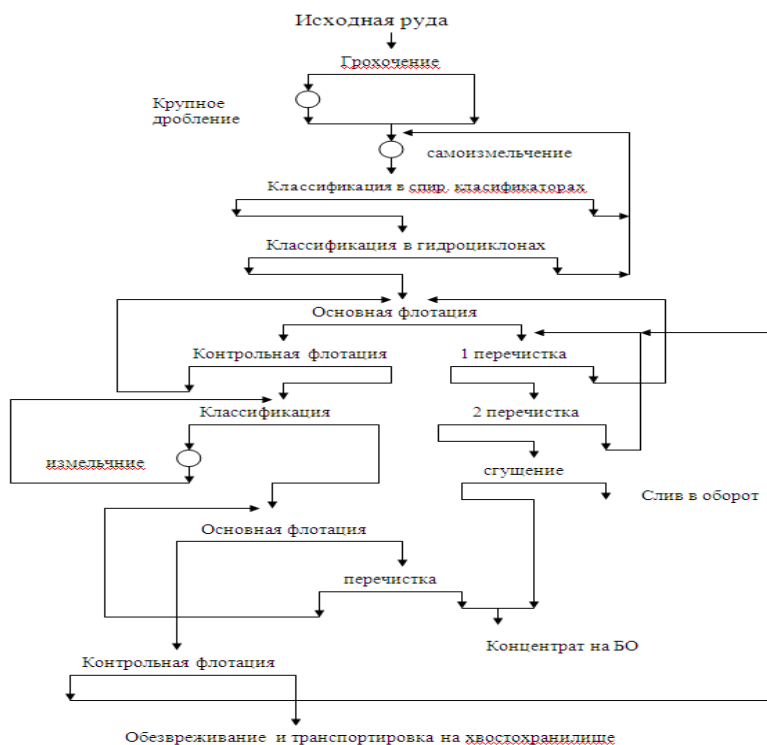


Рис.12.20. Технологическая схема обогащения коренной руды Олимпиадинского месторождения

Исследования [55,56] на рудах месторождения «Балахчино», лежащих хвостах Артёмовской ЗИФ показали, что синергетические эффекты при использовании сочетаний различных собирателей существуют.

При изменении доли второго реагента (каптакса, тиаоциланилида, аэро-флота) в общем расходе извлечение в концентрат увеличивается на 15...25 %. Перспективно применение реагентов (ГФУ-I, ГФ-II, ОКТСМ, ОКТСА-II), синтезированных в институте органической химии Уфимского научного центра РАН.

Повышение эффективности гравитационных циклов ЗИФ возможно применением эффективных отсадочных машин. За рубежом широко используют отсадочные машины типа «Юба», «Пан Эмерикэн», «Бендэляри», «Гару», которые работают на крупных золотодобывающих предприятиях Калифорнии, Колумбии. С появлением круглой отсадочной машины «Кливленд» значительно изменилась технология отсадки. Запатентована круглая отсадочная машина «Марк 11» [57], которая явилась усовершенствованной моделью машины «Кливленд».

На отечественных обогатительных фабриках установлены машины типа МОД (машина отсадочная диафрагмовая). Расположение диафрагмы может быть горизонтальное и вертикальное. Данные отсадочные машины позволяют эффективно извлекать золото и другие благородные металлы крупностью более 0,1 мм. Высокое извлечение частиц в подрешетный продукт обеспечивается за счет оптимального пульсационного режима. Показана возможность извлечения тонкодисперсных частиц золота и платины до 80 % общего их количества в исходном. Новые отсадочные машины «Труд» [58] отличаются от аналогов значительными усовершенствованиями отсадочного отделения и механизмов разгрузки концентрата, что обеспечивает получение более качественного концентрата, высокую эффективность обогащения. Эти машины выпускаются пяти типоразмеров, обеспечивая производительность от 1 до 100 т/ч.

Помимо усовершенствования отсадочных машин, проблема улавливания тонкого золота может решаться посредством внедрения относительно новых аппаратов – центробежных сепараторов. Так, исследованиями, проведенными непосредственно на ЗИФ рудника Коммунарковский, показано, что концентратор Нельсона работает гораздо эффективней установленного на фабрике обогатительного оборудования - отсадочной машины и концентрационных столов (отсадочная машина извлекает 30 % золота в концентрат, содержащий 30 г/т металла; для концентратора эти показатели – 60 % и 200 г/т соответственно. Из хвостов отсадки концентратор доизвлекает более 20 % металла в концентрат, содержащий 54 г/т золота)

Внедряются экологически безопасные технологии доводки флото- и гравиио-концентратов.

В зарубежной практике извлечение металла из гравиио- и флото-

концентратов осуществляют различными способами: обжиг-цианирование, автоклавное выщелачивание-цианирование или бактериальное окисление-цианирование.

Большинство зарубежных экспертов в последние годы склоняются к мнению, что *биогидрометаллургическая технология* в перспективе может занять ведущее место среди вышеперечисленных методов металлургической переработки сульфидного золотосодержащего сырья.

Бактериально - химическое вскрытие золотосодержащих руд и концентратов как метод подготовки их к выщелачиванию относится к наиболее молодым технологическим разработкам. В мире работает около 15 промышленных установок чанового биологического вскрытия производительностью до 1200 т. золотосодержащих концентратов в сутки. Этот процесс характеризуется следующими достоинствами: с точки зрения технологии и применяемого оборудования является простым, управляемым и не требует применения высококвалифицированного труда; может осуществляться в полностью автоматизированном режиме с контролем и регулировкой основных технологических параметров; легко масштабируется и может использоваться при выщелачивании различных по составу концентратов; высокая эффективность вскрытия золота, что обеспечивает максимальную степень его извлечения; при переработке мышьяксодержащих концентратов обеспечивает выделение мышьяка в труднорастворимой форме и замкнутый водооборот, что делает процесс экологически чистым. Недостаток процесса – его экстенсивность и нет комплексности использования сырья.

Помимо биогидрометаллургического метода переработки концентратов ЗИФ необходимо отметить ещё один экологически безопасный способ доводки флото и гравиконцентратов – выделение тяжёлых фракций, пригодных для аффинажного производства с использованием *центробежных сепараторов*. Этот способ предусматривает выделение части золота (30...40 %) из концентратов фабрик в продукт, который отправляется на аффинажный завод. Тем самым обеспечивается более быстрый возврат денег за сданный металл на фабрику. Легкая фракция сепараторов по содержанию золота удовлетворяет требованиям МПЗ, где и может быть переработана.

Кафедрой ОПИ КГАЦМиЗ, совместно с заводом цветных металлов была разработана и внедрена на Артёмовской ЗИФ такая технологическая схема. Схема включает операцию доизмельчения концентратов и две операции обогащения. Реализуются они на сепараторах Нельсона 12 и 7,5 дюймов. Тяжелая фракция сепараторов содержит 0,7...1,5 % золота при извлечении в неё 30...40 % металла.

Если месторождения находятся на значительном расстоянии от обогатительной фабрики, то целесообразно осуществлять *предварительное* обогащение руды. Введение в технологическую схему переработки операции предварительного обогащения позволяет удалить из горной массы часть руды с отвальным содержанием в ней металла, т. е. на ЗИФ поступит меньший объем руды, но с более высоким содержанием золота. Использование этого приема позволяет добывать бедные руды с помощью высокопроизводительных методов отработки месторождений, способствует соблюдению экологических требований, снижению расходов на транспортировку руды от рудника к фабрике.

Промышленное применение нашли следующие методы предварительного обогащения: отсадка, обогащение в тяжёлых средах, покусковая сортировка. Для золотосодержащих руд края имеет в настоящее время перспективу только покусковая сортировка, т.к. процесс более универсален, не требует значительных капитальных затрат.

ООО «Радос» (г. Красноярск) предлагает технологию предварительного обогащения бедных и забалансовых руд на основе *рентгенорадиометрической сепарации* (РРС). Эффективность этой технологии за последние годы испытана, проверена и доказана для самых различных типов полезных ископаемых и техногенного сырья.

Наиболее низкозатратной и простой в технологическом отношении, но не менее эффективный вариант этой технологии без отмывки руды реализуют на основе рудосортировочных комплексов (РСК). Производительность РСК может достигать от 100 до 1 млн. тонн (и более) в год по исходной горной массе.

Технологическое оборудование РСК включает в себя узел рудоподготовки (дробилка, грохот, конвейеры и др. вспомогательное оборудование) и непосредственно сепарационный комплекс на основе рентгенорадиометрических сепараторов. Все это оборудование может быть установлено на открытых (или закрытых) площадках на борту карьеров, отвалов бедных и забалансовых руд, вблизи шахт, рядом с фабрикой или размещено в фабрике с использованием имеющегося оборудования. Срок окупаемости зависит от производительности РСК, качества и типа перерабатываемых руд и не превышает 0,5...1,0 года. Себестоимость же самой технологии составляет не более 0,1...0,6 на 1 г золота. Позитивные результаты применения РСК легли в основу проекта строительства опытно-промышленного комплекса по освоению месторождения «Эльдорадо» производительностью по обогащенной руде – 290 тыс. тонн в год.

Применение предварительной концентрации руд с целью выделе-

ния отвальных хвостов перспективно для обогащения убогих коренных золотосодержащих руд с содержанием золота 1,5...1,8 г/т.

Передвижные фабрики. В мировой практике обогащения руд в последние годы наблюдается значительный интерес к мобильным и полумобильным модульным установкам, накоплен большой опыт их эксплуатации в Южной Америке, Австралии, Северной и Южной Америке. Они предназначены для работы на малообъемных, удаленных и труднодоступных месторождениях. К преимуществам таких фабрик относятся: низкие капитальные затраты на подготовительные работы и монтаж; краткие сроки монтажа; возможность доставки в труднодоступные районы; минимальное отчуждение земельных участков под производственные площади; небольшой штат обслуживающего персонала; возможность реализации различных вариантов технологических схем обогащения; возможность продажи в комплекте или сдачи в аренду после завершения отработки месторождения.

Многие зарубежные и отечественные фирмы: Svedala, Scott-European Corporation, Intertech Corporation, АОЗТ «ТТД - Балтиец», ТулНИГП, АО «Механобр - техника» и т.д.; создают и предлагают золотодобытчикам различные модульные системы предназначенные для дробления, измельчения, гравитационного и флотационного обогащения, выщелачивания, сорбции и десорбции производительностью от 25 до 500 т/сут.

Кучное выщелачивание (КВ). Этот способ уже более 30 лет применяют за рубежом при переработке различного золотосодержащего рудного сырья. Процесс характеризуется простотой аппаратного оформления, относительно низкими капитальными и эксплуатационными затратами. В технологии кучного выщелачивания используют в основном низкосортные руды с содержанием золота 1...2 г/т. Вместе с тем на ряде предприятий США перерабатывают руды с содержанием золота до 6,4 г/т. Переработка становится нерентабельной, если извлечение менее 50 %.

Для цианидной технологии КВ вредными примесями в руде считаются: сульфиды и другие соединения меди, сурьмы, железа, мышьяка, снижающие скорость растворения золота; углистые и органические вещества, способные сорбировать золото - цианистые комплексы; карбонаты, вызывающие при повышенных содержаниях цианистых соединений золота; глинистые и слюдяные минералы, обуславливающие слеживание руды. Кучное выщелачивание характеризуется большой продолжительностью.

Следует отметить, что на геотехнологию извлечения металлов оп-

ределяющее влияние оказывает температура окружающей среды.

До настоящего времени основным реагентом, применяемым в промышленном масштабе при кучном выщелачивании, является цианид натрия. В результате этого образуется целый ряд высокотоксичных веществ, которые необходимо нейтрализовать. Нейтрализацию цианидов ведут с помощью хлорной извести, жидкого хлора, железного купороса, озона. Поиск менее токсичных растворителей золота – актуальная задача, ей посвящено большое количество исследований. На основе обзора [59] сделан вывод о перспективности не цианистых растворителей золота: галогенов, малонитрила, тиомочевины, тиосульфата, сульфидов и полисульфидов. В нашем университете исследована в сравнительных условиях эффективность выщелачивания золота из различных типов золотосодержащих материалов, в том числе из руд и лежалых хвостов ЗИФ Артемовского горнопромышленного узла, Олимпиадинского месторождения (окисленные и коренные), с применением цианидных, бромидных растворов, содержащих элементарный бром и бромид щелочного металла в определенном сочетании. Установлено, что в оптимальных режимах извлечение золота из кварцевых руд с низким содержанием сульфидов бромидными растворами выше, чем цианистыми, из руд коры выветривания извлечение золота примерно одинаково при использовании обеих реагентов.

При переработке лежалых хвостов для эффективного бромирования необходима предварительная подготовка материала, например доизмельчение с целью вскрытия поверхности за счет удаления пленок. При этом во всех случаях продолжительность процессов бромирования составляет не более 1...2 ч. Процесс цианирования для достижения подобных результатов должен продолжаться не менее 12 ч. Оптимальные параметры процесса бромидного выщелачивания зависят от минералогического состава исходного сырья.

Основными преимуществами бромидного выщелачивания являются более высокая скорость растворения, широкий диапазон pH, более простая химия растворения, не токсичность реагента и значительное снижение затрат на природоохранные мероприятия. О не токсичности реагента свидетельствует тот факт, что бромидные растворы применяют для очистки питьевой воды. Эта технология особенно привлекательна тем, что в верховьях Ангары имеются природные источники бромидных рассолов.

Во ВНИИ химической технологии Минатома РФ разработан способ кучного серноокислотно - хлоридного выщелачивания (СХВ) благородных металлов из руд и материалов в присутствии гидротированного

диоксида марганца. Продолжительность цикла СХВ может составлять только несколько суток и зависит в основном от проницаемости подготовленного рудного материала. В связи с высокой интенсивностью процесса кучное СХВ может успешно применяться для извлечения благородных металлов в районах с малой продолжительностью теплого периода в году, когда остальное время используется для рудоподготовки.

Преимущества процесса кучного СХВ в сравнении с цианидным: меньшая экологическая опасность; большая интенсивность процесса; большая степень извлечения благородных металлов; возможность прямого извлечения благородных металлов из упорных руд, в частности сульфидно-мышьяковистых; меньшие затраты на природоохранные мероприятия.

Несмотря на большой объем выполненных исследований, в отечественной практике кучное выщелачивание золота еще находится в стадии опытно-промышленных испытаний. Хотя имеется положительный пример использования технологии кучного выщелачивания в России (месторождение Майское в Хакасии), существуют серьезные причины, сдерживающие освоение этой технологии: расположение большинства месторождений в районах с суровыми климатическими условиями, сложный вещественный состав руд, жесткие требования к природоохранным мероприятиям. Для ряда месторождений Красноярского края проводились исследования по возможности применения кучного выщелачивания, а институтом «Сибгипрозолото» выполнен проект кучного выщелачивания для руд месторождений «Олимпиадинское» и «Эльдорадо».

Разработка россыпных месторождений золота в крае ведется открытым способом в основном с отдельной выемкой пустых пород и песков. При этом способе, верхняя непродуктивная часть россыпи, не содержащая золота (торфа) при помощи бульдозеров или экскаваторов размещаются на бортах разреза и, частично, в отработанном пространстве. Для промывки золотоносных песков используются следующие промывочные установки: бескрубберные приборы с гидроэлеваторной подачей песков и одностадийной схемой обогащения - ПГШ-30, ПГШ-50 и ПГШ-75, с двухстадийной схемой обогащения - ПГБ-1-1000; крубберные приборы с конвейерной подачей песков - МПД-4, ПКС-1-700 и ПКС-1-1200. Также находят применение промывочные установки с землесосной подачей песков (ЗГМ-2м). На драгах обогащение производится на шлюзах мелкого наполнения. Несмотря на то, что объемы добычи золота дражным и гидромеханическим способами приблизительно равны, традиционно драги по сравнению с гидромеханическим способом отра-

батывают россыпные месторождения золота с небольшим содержанием металла. Согласно проведенному анализу [60] освоения россыпных месторождений золота Красноярского края объем перерабатываемой горной массы при дражном способе разработки составил 85 % и скреперно-бульдозерном - 15 % от общего объема, а добыча металла, соответственно, 46,6 и 53,4 %. Средневзвешенное содержание золота в песках при дражном способе составило порядка 153 мг/м³, скреперно-бульдозерном - 858 мг/м³.

Ключевыми проблемами при переработке россыпных месторождений Красноярского края являются: нерациональное использование имеющейся в наличии на горных предприятиях промывочной техники и ошибочный выбор технологических схем освоения месторождений. Как результат, в процессе эксплуатации имеют место технологические потери, которые достигают 80...90 % в зависимости от гранулометрического состава зерен золота, физико-механических свойств разрабатываемых рыхлых отложений и структуры россыпного месторождения. *Основные направления в решении этой проблемы:*

- разработка технологий извлечения золота с использованием современного оборудования (центробежные концентраторы "Орокон - МЗО", Нельсона, "Фэлкон", "Супербол", СЦВ АО ТГЗК, ЦВК ОАО «ГРАНТ», г. Наро - Фоминск, ИТОМАК);
- широкое использование развитых схем обогащения с перемешивающими и контрольными операциями, а также средств малой механизации;
- разработка и внедрение технологий эффективной подготовки и обогащения глинистых россыпей.

В заключение следует отметить, что рост добычи золота в Красноярском крае, в первую очередь, будет зависеть от эффективной работы действующих золотоизвлекательных фабрик и скорейшего ввода строящихся предприятий.

13. ТЕХНОЛОГИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

13.1. Типы железных руд и их месторождения

Лекция 31

План лекции: 1. Типы железных руд и их месторождения [10 с 214-219]

2. Технические требования к концентратам [61 с 147-152]
3. Методы обогащения железных руд [10 с 216-238]
4. Схемы обогащения [10 с 237,61 с 159,164,170,175]

Железорудные месторождения формируются в различных геологических условиях, что естественно ведет и к разнообразию минерального облика железных руд. Принадлежность конкретных месторождений железа к той или иной генетической группе в большинстве случаев определяется достаточно уверенно. Однако генезис ряда месторождений часто дискуссионен.

Месторождения железных руд образовались в результате магматогенных, седиментационных (экзогенных) и метаморфических процессов. Они характеризуются исключительным разнообразием по геологическому возрасту, генетическим и морфологическим типам, размерам и условиям залегания, а также по вещественному составу, обогатимости и металлургическим свойствам руд.

Из всех разведанных запасов железных руд на долю магматогенных месторождений приходится 25%, на долю экзогенных месторождений – 45%, на долю метаморфизированных месторождений – 30%.

Экзогенные месторождения

В группы седиментационных (экзогенных) объединяются месторождения железных руд, возникшие в результате разнообразных гипергенных процессов. Основными генетическими типами этих месторождений являются остаточные, инфильтрационные и осадочные (континентальные и морские). Из них наиболее важное промышленное значение имеют остаточные месторождения.

Остаточные месторождения представлены сидерито-мартитовыми и гидрогематито-мартитовыми рудами. Характерными представителями этого подтипа являются месторождения богатых руд КМА (Яковлевское, Гостищевское, Лебединское, Михайловское и др.).

Из зарубежных следует отметить весьма крупные скопления богатых мартитовых руд США.

Инфильтрационные (элювиально-метасоматические) месторождения (Зыряновское, Алапаевское и Верхне-синячихинское) представлены, в основном, окисленными (гидрогетитовыми и стриговит-гидрогетитовыми) рудами.

Осадочные месторождения железных руд пользуются очень широким распространением. Наибольший практический интерес представляют Лисаковское месторождение, приаральская группа месторождений и месторождения Северо-западной Германии, Англии и др.

Метаморфизированные месторождения

К метаморфизированным относятся железорудные месторождения первично-осадочного происхождения, сформировавшиеся в докембрийских морских бассейнах и представленные мощными толщами кварцево-магнетитовых и кварцево-гематитовых полосчатых пород, известных под общим названием железистых кварцитов. Путем длительного выщелачивания кремнезема из метаморфизированных железистых пород образовались остаточные залежи богатых, преимущественно мартитовых руд. Более 80% от общих запасов богатых руд находится в пространственно и генетически связанных с ними остаточных месторождениях. Наиболее крупные месторождения находятся в Криворожском бассейне, в районах КМА (Михайловское, Корооковское, Салтыковское и др.) и в районе Верхнего Озера (США).

Железные руды

Железные руды отличаются большим разнообразием слагающих их минералов текстур и структур. Однако главные рудообразующие минералы железа немногочисленны и по ним выделяются небольшие количества следующих основных типов промышленных руд: титаномагнетитовые, магнетитовые, гематитовые, бурожелезняковые, сидеритовые и силикатные.

Титаномагнетитовые руды содержат основные минералы (магнетит, титаномагнетит и ильменит), второстепенные (мартит, гематит, рутил и хромит) и примеси (пирит, халькопирит, кобальтирит-пиротин, пентландит, сфалерит, гетит, гидрогетит, малахит, азурит и др.). Из нерудных минералов присутствуют роговые обманки, пироксены, полевые шпаты, кварц, биотит и др.

Магнетитовые руды содержат рудные минералы: магнетит, мартит, гетит, гидрогетит и примеси (сульфиды железа, меди и других цветных металлов). Нерудные минералы, главным образом, представлены силикатами из групп гранатов, пироксенов, амфиболов, полевых шпатов.

Гематитовые руды. Важное значение имеют гематитомартитовые руды месторождений КМА, Атасуйской группы, Криворожского бассейна и Белозерского. Из зарубежных следует отметить месторождения США, Бразилии и Индии.

Бурые железняки являются самым распространенным типом в экзогенных железорудных месторождениях.

Руды осадочных месторождений, как правило, оолитовые. Главными рудными минералами в них являются: гидрогетит, шамозит, сидерит, гетит, гематит, а примесями – пирит, пиротин псиломелан. Неруд-

ные минералы представлены, в основном, кварцем, хлоритом, каолини-
том. Из наших месторождений необходимо отметить Тульское, Камыш-
бурунское, Алапаевское, из зарубежных–месторождения Франции, Ис-
пании.

Сидеритовые руды образовались в гидротермальных осадочных
инфильтрационных месторождениях. Промышленное значение имеют
Березовское, Ахтенское и Бакальская группа месторождений.

Силикатные железные руды, как промышленный тип руд могут
рассматриваться только в природных смесях с бурыми железняками.

13.2.Технические требования к железным концентратам

Требования к железным концентратам определяются способами
производства из них металла (чугун, сталь) или готовых изделий (по-
рошковые изделия, аккумуляторные массы, и др.).

Требования к концентратам для производства передельного чугу-
на ограничиваются в основном содержанием железа, составом пустых
пород и наличием вредных примесей в концентрате, таких как сера и
фосфор. Цель этих требований–организация рационального производст-
ва металла за счет использования железорудного сырья с оптимальным
содержанием железа (таблица 13.1.).

Таблица 13.1

Кондиции на железорудные концентраты

Сорт руды	Содержание, %					Гранулометрический со- став	
	Fe, не менее	S, не более	P, не более	Допол- нитель- ные по- казатели	Влаги	Круп- ность, мм	Содержание класса, %
Агломера- ционные	53- 61,7	0,4	0,1	—	2,5- 10,5	-6(10)+0 - 25(35)+2 5 +25	Не более 10 Не менее 80 Не более 10
Доменант- ные желе-	50-53	0,5	0,1	Zn 0,25	1-2	-10+0	Не более 10

зородные						-35+10 -28+12 +28(35)	Не менее 80 Не менее 80 Не более 10
Магнети- товые	63-68	—	—	—	9,35- 11,5	— -8+0 -60+8 +60	— не более 8 не менее 87 не более 5
Сидерито- вые обож- женные	50	0,2	—	Mg не более 14		-60+8 +60	Не менее 87 Не более 5
Буроже- лезняко- вые	49	0,08	0,8	—	5-12	—	—
Обжиг- магнетито- вые	64,5	—	—	—	12,5	—	—

При использовании железорудных концентратов для прямого получения металла предъявляются более жесткие требования по содержанию пустых пород и вредных примесей таблица (13.2).

Таблица 13.2

Требования к химическому составу концентратов

Назначение железо- рудных concentra- тов	Содержание, %		
	Fe	SiO ₂	Сумма примесей
	не менее	не более	не более
Для производства трубчатого железа	70	2	3,3
Для производства порошков высшего сорта	72,1	0,15	0,4
I сорта	72,0	0,31	0,6
II сорта	71,7	0,38	1,0
Для аккумуляторов	71,4	1,07	1,4

13.3. Методы обогащения железных руд

Обогащение железных руд отличается в зависимости от типа руды.

Обогащение магнетитовых руд

Обогащение магнетитовых руд, как у нас, так и за рубежом проводится по магнитным комбинированным схемам (в случае комплексного состава руды). Для магнитного обогащения используют сепарацию в поле низкой интенсивности, для извлечения сопутствующих компонентов обычно применяют флотационные методы обогащения (рис. 13.1 – 13.2).

Технология магнитного обогащения руд однотипна и предусматривает стадийное обогащение с последовательным выводом нерудной части в хвосты. Число стадий обогащения колеблется от одной до пяти (рис. 13.3). Стадийность схем определяется их обогатимостью. Со снижением вкрапленности руд стадийность схем увеличивается. Это увеличение прослеживается в зависимости от разновидности магнетитовых руд в следующей последовательности: магнетитовые руды скарного типа, титаномагнетитовые, магнетитовые кварциты.

Вкрапленность нерудных минералов является основным показателем возможности применения сухой магнитной сепарации. Концентраты содержат 62-65% железа.

Для получения высокосортного концентрата применяется более сложная схема обогащения. Она включает доизмельчение рядового концентрата, магнитную сепарацию, обратную флотацию, сушку и сухую магнитную сепарацию.

Концентраты зарубежных фабрик содержат 64-70% железа. При извлечении ванадия, сосредоточенного в магните, обычно применяют гидрометаллургический метод. Концентрат, содержащий около 0,6% ванадия, окомковывается и обжигается совместно с содой (300 кг/т), в результате чего ванадиевые соединения переходят в водорастворимые соединения. Выщелачивание ванадия проводится водой. В растворе содержится 10-20 г/л ванадия, который осаждается в слабом растворе серной кислоты. Осадок фильтруется и обжигается при температуре 1000 °С для удаления влаги, хлора, летучих, серы и азота.

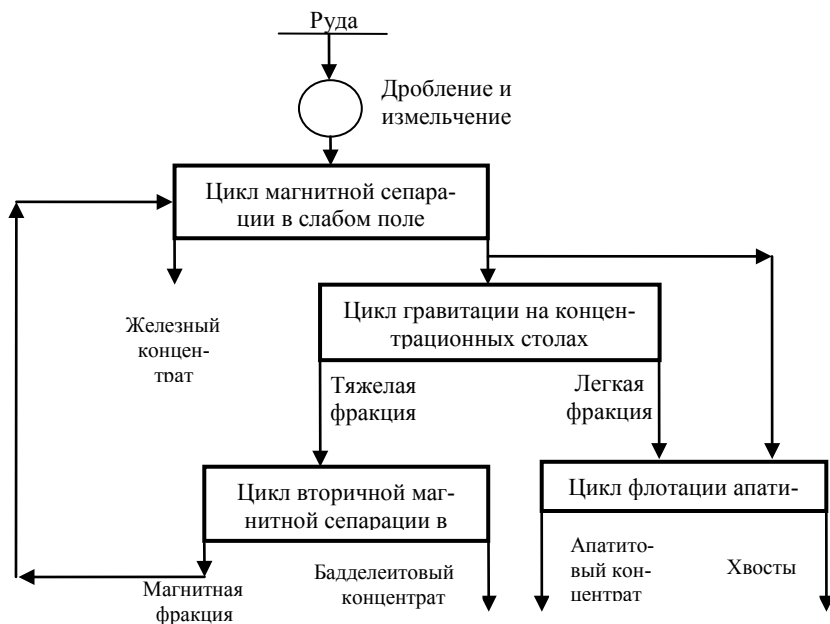


Рис.13.1. Принципиальная схема комплексного обогащения магнетитовых руд Ковдорского месторождения

Обогащение гематитовых руд

Объем производства железорудных концентратов из этого типа руд является значительным в общем производстве товарных руд в Канаде, США, Австралии, Мексике, а в Бразилии эти руды являются практически единственным источником железорудного сырья не только для собственного потребления, но и для экспорта в больших объемах.

Технология обогащения гематитовых руд включает гравитационные, магнитные (в поле высокой интенсивности) и флотационные методы обогащения, которые используются как в комбинированных, так и в обычных схемах обогащения. Последовательность их применения в комбинированных схемах определяется технологической характеристикой руды, главным образом вкрапленностью рудных и нерудных минералов.

Широко используется для этих руд избирательное дробление, которое при добычи и переработки, природных руд позволяет более бедную часть руды перевести в мелочь и затем выделить ее для складирова-

ния или обогащения каким-либо способом (например, грохочением, промывкой в спиральных классификаторах).

Наиболее крупная обогатительная фабрика КЦГОКа обогащает мартиито-гематитовые руды по обжиг-магнитной технологии. Химический состав концентрата и хвостов практически не отличается от аналогичных продуктов, полученных из магнетитовых руд. Концентрат содержит 63-65% железа при извлечении 82-83% магнитного железа и 67-68% общего железа.



Рис.13.2. Технологическая схема фабрики Качканарского ГОКа (титано-магнетитовые руды)

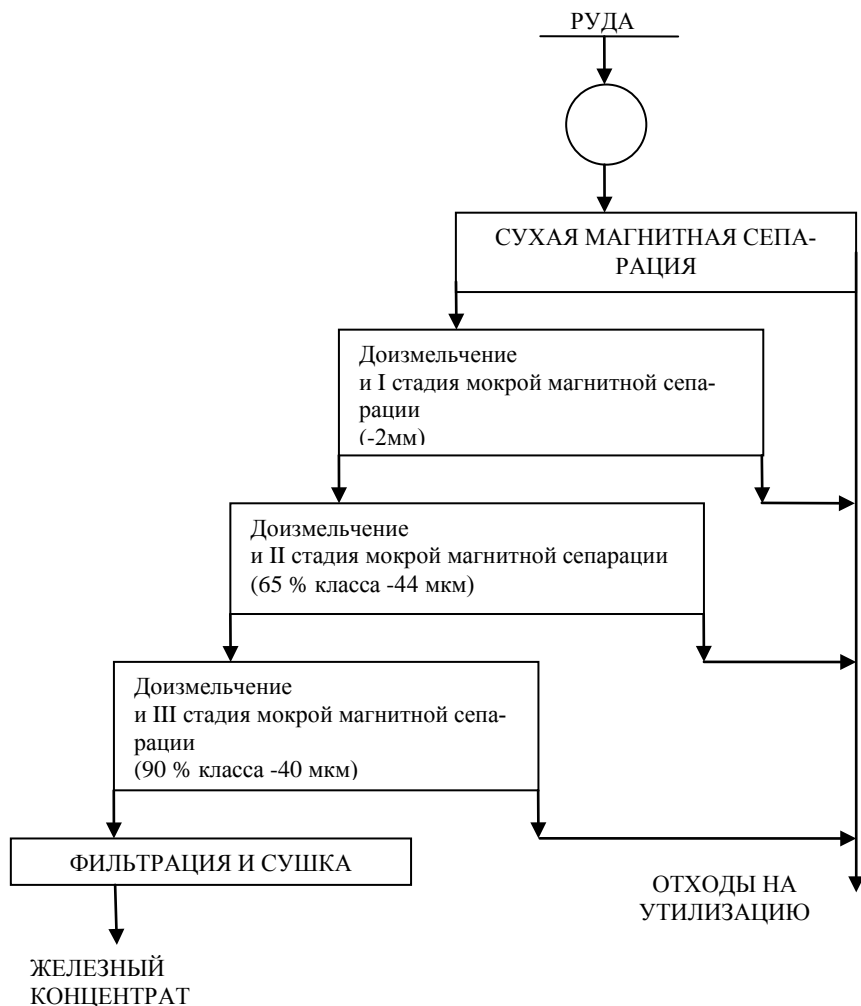


Рис.13.3. Типовая технологическая схема обогащения железных (магнетитовых) руд

Обогащение бурожелезняковых руд

Бурожелезняковые руды занимают около 4% от общего объема обогащаемых руд в СНГ. Горно-обогатительные предприятия по переработке этих руд немногочисленны и расположены на Украине, в Казахстане и на Урале. Основные из них следующие: Камыш-Бурунский, Ли-

саковский, Туканская и Западно-Майгашлинская дробильно-обогащительные фабрики. В большинстве зарубежных стран объем производства железорудного сырья из бурожелезняковых руд сокращается, в связи с невысокой металлургической ценностью получаемых концентратов.

Обогащение руд производится в основном по промывочным, гравитационным и комбинированным гравитационно-магнитным схемам обогащения. Наибольшее распространение получили промывка и обогащение в тяжелых суспензиях. Промывка является одной из основных операций, поскольку в рудах содержится значительное количество глины. Есть чисто промывочные схемы обогащения (Туканская, Западно-Майгашлинская фабрики и Лоун-Старстиль).

Концентраты содержат 30-43% железа.

Более совершенные гравитационно-магнитная и обжиг-магнитная технологии обогащения бурожелезняковых руд осуществлены у нас на Лисаковском горно-обогащительном комбинате и за рубежом – на Кремиковском металлургическом комбинате, которые позволяют получать соответственно концентраты с содержанием железа 61,6% и 49,5% при извлечении 85,1% и 70%.

Обогащение сидеритовых руд

Сидеритовые, как и бурожелезняковые руды, пользуются пониженным спросом на международном рынке в связи с недостаточно благоприятным химическим составом получаемых из этих руд концентратов, что является следствием низкого содержания в них железа.

Технологическая характеристика сидеритовых руд в основном благоприятна для механического обогащения, так как руды имеют крупную вкрапленность минералов, хорошо поддающихся вскрытию уже при дроблении. Менее благоприятным является минеральный состав руд, представленный различными разновидностями карбонатных, силикатных и бурожелезняковых железорудных минералов, таких как сидерит, шамозит, тюренгит и гидроксилы железа. В рудах часто присутствуют некоторая доля магнетита. Технология и процессы обогащения сидеритовых руд сводятся к гравитационному и обжиг-магнитному обогащению. Широкое распространение получили промывка и обогащение в тяжелых суспензиях. Концентраты содержат 39-53% железа.

14. ТЕХНОЛОГИЯ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

14.1. Типы руд и месторождений марганца

Лекция 32

План лекции: 1. Типы руд и месторождений марганца [10 с 239-228]
2. Технические требования к рудам и концентратам [10 с 224-240]
3. Методы обогащения марганцевых руд [10 с 240-241]

Основные промышленные минералы марганца: пиролюзит(MnO_2), браунит(Mn_2O_3), манганит($Mn_2O_3 \cdot H_2O$), силомеланвад[(MnO_2) $_m$ *(MnO) $_n$ *(H_2O)] $_p$, родохрозит($MnCO_3$), характеризуются высокой гидротированностью их поверхности, легко шламуются и обладают худшей флотуруемостью по сравнению с оксидами железа.

Марганцевые месторождения

Вопросы классификации марганцевых руд рассматриваются в работах В.Обручева, А.Бетехтина и др. Несмотря на значительный прогресс в изучении различных аспектов геологии, геохимии и минералогии марганцевых месторождений, принципы, на основании которых проводится подразделение этих месторождений за последние 50 лет мало изменились. Большинство исследователей классифицирует марганцевые месторождения на генетической основе:

1.Осадочные (марганцевые руды накапливаются в бассейне седиментации)

1.1Собственно осадочные (экзогенный источник рудных компонентов – коры выветривания, размыв пород питающей суши, подводное выщелачивание)

1.2.Вулканочно-осадочные (эндогенный источник рудных компонентов – гидротермы, эксгаляции и др.)

2.Магматогенные

2.1.Гидротермальные

2.2.Контактово-метасоматические.

3.Метаморфизованные (региональный, контактовый метаморфизм осадочных и магматогенных рудных накоплений).

4.Коры выветривания:

4.1.Осадочные накопления (типа латеритов, глубокого выщелачивания)

4.2.Инфильтрационные образования.

Отличительной геохимической особенностью марганца является

концентрация его в поверхностной части литосферы, в зоне свободного кислорода. Так в СНГ более 95% балансовых запасов марганца сосредоточено в осадочных месторождениях.

Марганцевые руды

Марганцевые руды, по минеральному составу бывают в основном смешанные (первичноокисленные, псиломелан-пиролюзитовые и карбонатные), карбонатные, окисленные и т.д. Встречаются также комплексные руды: марганцево-железные (жиломеланвад, бурые железняки, или браунит, гаусманит, гематит и магнетит), асболановые и др.

В псиломелан-пиролюзитовых рудах преобладают смеси с жиломеланом, а также магнетитом. Рудные минералы представлены стяжениями сферической формы и оолитами среди сравнительно рыхлой глинистой и песчанно-глинистой массы.

Главными рудными минералами карбонатных руд являются родохрозит, кальциевый родохрозит и манганокальцит. Из нерудных минералов широко распространены опал, глауконит, обломьши зерен кварца.

Основные запасы марганцевых руд сосредоточены в Никопольском и Чиатурском бассейнах в виде пластовых залежей осадочного происхождения.

Марганцевые руды Никопольского месторождения (Украина) представлены карбонатными окисными и смешанными (карбонатно-окисными) рудами. Окисные руды состоят из пиролюзита (10-30%), марганита (5-15%) и псиломелана (10-35%), а нерудная часть – из кварца (10-33%), глины (6-23%), полевых шпатов (до 5%), слюды (до 4%), глауконита, карбонатов (до 6%) и пр. Среднее содержание марганца в окисной руде 19,5-37,5%. Карбонатные руды состоят из манганокальцита (20-25%), кальциевого родохрозита (15-20%), окисных минералов марганца (10-15%), гидроокислов железа (2-13%), кварца, полевых шпатов (до 20%), глины (10-15%), кальцита доломита (5-10%), барита, пирита (1-2%), фосфатов (до 0,5%). Содержание марганца в руде составляет 14-24%.

Марганцевые руды Чиатурского месторождения представлены окисными (46%), карбонатными (40%) и окисленными рудами (14%). Окисные и окисленные руды состоят из пиролюзита, марганита псиломелана и вернадита. Содержание марганца 21-35%. Карбонатная руда состоит из манганокальцита и кальциевого родохрозита (59-81%). Она содержит 16-21% марганца.

14.2. Технические требования к марганцевым рудам и концентратам

Основными показателями качества марганцевых руд и концентратов является содержание марганца, кремнезема и фосфора.

Повышение содержания марганца в концентрате на 1% позволяет снизить удельный расход энергии на 40-50 кВт*ч/т, повысить производительность печи на 1,5% и извлечение марганца на 0,37%. Кондиции приведены в табл. 14.1- 14.2.

Таблица 14.1

Кондиции на марганцевые концентраты обогатительных фабрик Никопольского бассейна

Концентрат	Тип	Сорт	Содержание, %			П.п.п. не ме- нее
			Мп, не менее	влаги		
				группа		
				1	2	
Окисных и смешанных марганцевых руд	0	Пиролюзит	52,0	5	—	—
	0	А	47,0	14	—	—
	0, ко	1	43,1	16	—	—
	0, ко	1-Б	41,0	16	—	—
	0, ко	11	34,0	22	—	—
	0, ко	111	25,0	23	—	—
Флотационный окисных мар- ганцевых руд	0	1	43,0	—	27	—
	0, ко	11	34	—	27	—
Карбонатных руд	К	1	25	22	—	17
	к	11	22	23	—	15

Таблица 14.2

Кондиции на марганцевые концентраты обогатительных фабрик п/о «Чиа-турмарганец»

Показатели качества	Пироксидный			Оксидный				Карбонатный			
	сорт			сорт				гравитационный		флотационный	
	I	II	III	I	II	III	IV	IV б	I	II	III
Содержание, % Мп, не менее	-	-	-	48,1	42	35	22	18	26	17	21

MnO ₂ , не менее	87,1	82	72	-	-	-	-	-	-	36	-
SiO ₂ , не более	5	8	10	10	15	20	30	35	16	35	20
P, не более	0,2	0,2	0,2	0,18	0,2	0,25	0,2	0,2	0,18	0,18	0,4
Влаги, не более	9	8	9	9	11	15	15	15	10	15	18
П.п.п., % не менее	-	-	-	-	-	-	-	-	22	22	22
Крупность, мм	2-6	-	-	0-10	10-20	0-5	-	--	0-8	--	--

14.3. Методы обогащения марганцевых руд

Основными являются процессы собственно обогащения руды. Они основаны на использовании различий в физических и физико-химических свойствах разделяемых при обогащении компонентов (минералов) руды – цвете и блеске, промываемости, магнитной восприимчивости, смачиваемости поверхности и др. Применяются следующие методы обогащения руд: рудоразборка, промыва, гравитационное обогащение, магнитная сепарация и флотация.

Дробление оксидных руд осуществляют обычно до 50мм. Конечная крупность дробления карбонатных руд при использовании получаемых концентратов в доменном производстве ферросплавов составляет -100мм, а при электропечном производстве -10мм.

Первой операцией обогащения при переработки всех типов марганцевых руд является промывка, позволяющая удалить цементирующие рудные минералы глину. Ей предшествует в обязательном порядке грохочение с последующей подачей руды по классам крупности в разные точки по длине ванны промывочной машины, чтобы уменьшить ошлакование хрупких минералов марганца. Перспективным направлением является совмещение операций дробления и промывки в одном аппарате - мельнице самоизмельчения (типа “Каскад”).

Лекция 33

План лекций: 1. Схемы обогащения марганцевых руд [10 с 242-247]
2. Фабрики [61 с 228-243]

14.4. Схемы обогащения марганцевых руд

Типовая технологическая схема обогащения оксидных руд пока-

зана на рисунках 14.1 - 14.2.

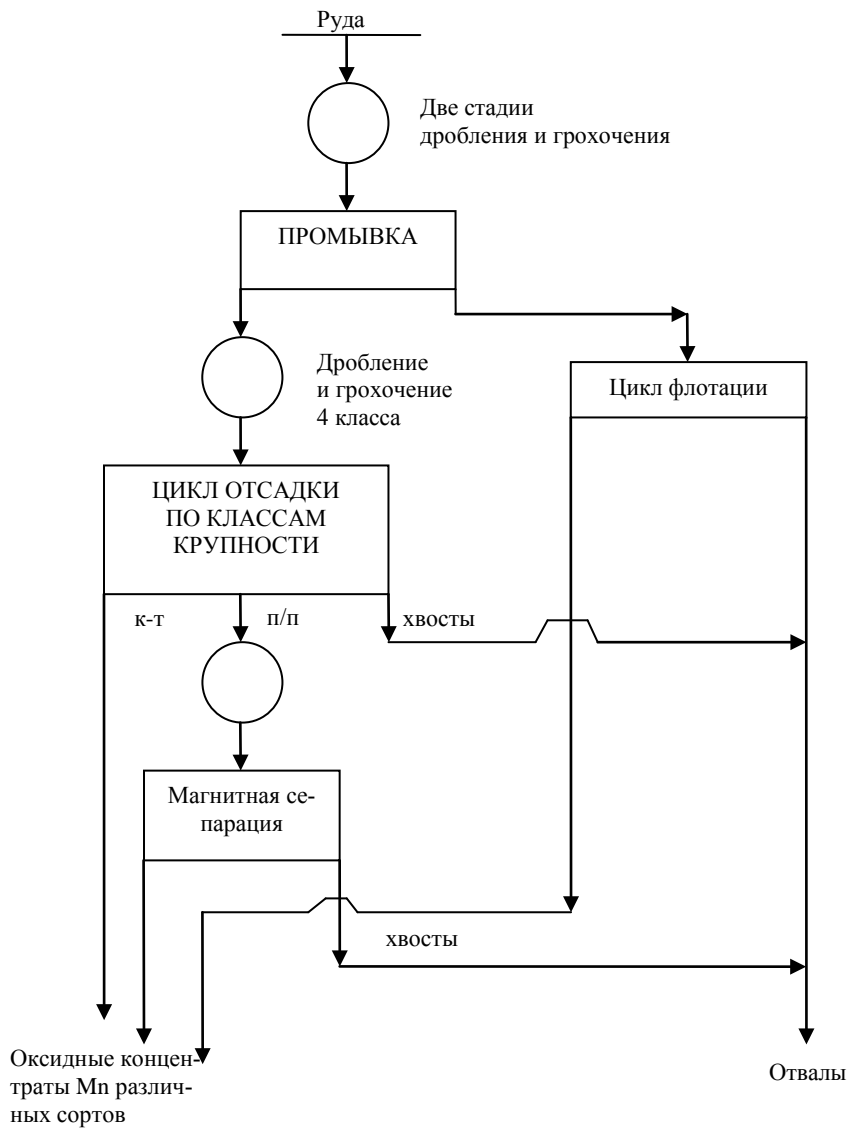


Рис.14.1 Типовая технологическая схема обогащения марганцевых оксидных руд

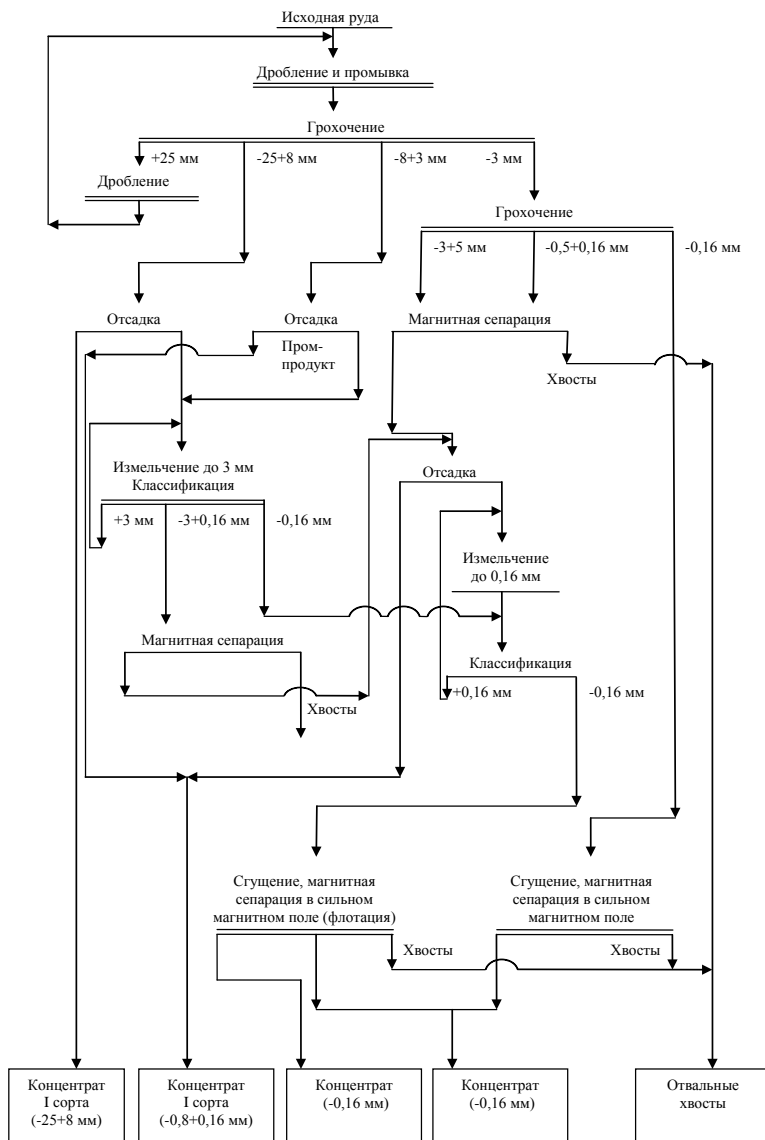


Рис.14.2 Типовая технологическая схема обогащения оксидных руд

14.5. Фабрики

Никопольское месторождение (Украина) является сырьевой базой Ордженикидзевого ГОКа. Во флотации используется эмульсол (5,9 кг/т), талловое масло 90,8 кг/т) и силикат-глыба (0,55 кг/т).

Чиатурское месторождение (Грузия) является сырьевой базой п/о Чиатурмарганец. Оно состоит из 13 участков, которые обогащаются на разных фабриках. Схема центральной обогатительной фабрики приведена на рисунке 14.3.

Центральная флотационная фабрика (ЦПФ) предназначена для обогащения шламов всех обогатительных фабрик п/о Чиатурмарганец. Марганцевые минералы в исходных шламах и хвостах представлены окисными и гидроокисными разностями – псиломеланом, манганитом и частично пиролюзитом, карбонатами марганца – кальциевыми родохрозитом и манганокальцитом. Нерудную часть составляют: кварц, полевой шпат, кальцит, глинистые разности.

Шламы обогатительных фабрик подаются гидротранспортом. Фабрика введена в эксплуатацию в 1969 г., а в 1980 г. флотация в механических машинах заменена на пенную сепарацию.

Расход реагентов, кг/т руды:

Соляровое масло -8,3

Сырое талловое масло -5,8

Едкий натрий -1,6

Моноэтаноламин -0,01

Полиакриламид-1,9

Типовая технологическая схема обогащения карбонатных руд приведена на рис.14.3.

15. ТЕХНОЛОГИЯ ХРОМОВЫХ РУД

15.1. Типы руд и месторождений хрома

Лекция 34

План лекции: 1. Типы руд и месторождений [10 с 249]
2. Технические требования к рудам и концентратам [61 с 260-261]
3. Обогащение хромовых руд. Схемы [61 с 261-265]

Из немногочисленных хромосодержащих минералов только хромшпинелиды важны в промышленном отношении и служат единственным источником получения металлического хрома и продуктов его химических соединений. В группе хромшпинелидов с общей формулой $(\text{Mg, Fe})(\text{Cr, Al, Fe})\text{O}_4$ наибольший интерес представляют следующие минеральные виды: магнохромит $(\text{Mg, Fe})\text{Cr}_2\text{O}_4$, алюмохромит $(\text{Mg, Fe})(\text{Cr, Al})_2\text{O}_4$, субферрихромит $(\text{Mg, Fe})(\text{Cr, Fe})_2\text{O}_4$ и в меньшей степени субферриалюмохромит $(\text{Mg, Fe})(\text{Cr, Al, Fe})_2\text{O}_4$.

В практике горного дела хромовую руду, состоящую из хромшпинелидов и силикатов, обозначают собирательным термином «хромит» или «хромитовая руда». По промышленному использованию выделяются металлургические, огнеупорные и химические типы руд. Для получения феррохрома используются богатые хромитовые руды и концентраты с содержанием окиси хрома выше 43% при отношении Cr_2O_3 к $\text{FeO} > 2,5$, для огнеупоров – с содержанием Cr_2O_3 32% и более при содержании SiO_2 до 8,5% и CaO до 2%. Для химической промышленности наиболее эффективны руды с высоким содержанием хрома.

Месторождения хромитов

Месторождения хромитов пространственно и генетически связаны с комплексами ультраосновных пород и принадлежат к группе магматических образований.

Наиболее крупные месторождения хромитов заключены в массивах, возраст которых определяется как докембрийский (Индия), каледонский (Урал), герцинский (Иран, Турция и др.), альпийский (Югославия, Албания и др.).

Вследствие высокой степени серпентинизации пород выделение отдельных петрографических разновидностей в пределах ультраосновных массивов не всегда удается произвести. Только в наиболее изученных складчатых областях Урала, Малого Кавказа и некоторых районах Сибири, где произведено картирование, оказалось возможным отнесение того или иного массива к определенной субформации, а, тем самым, и оценка его потенциальной хромитоносности и качества руд.

Согласно классификации А.Бетехтина и дополнением к ней Г.Соколова, для хромитовых месторождений намечается четыре генетических типа:

1. Раннемагматические (протомагматические) сегрегационные месторождения, возникшие в раннюю магматическую стадию формирования интрузивов в результате гравитационной дифференциации. К этому генетическому типу относятся пластообразные залежи хромитов стратиморфных расслоенных интрузивов платформенных областей (Бушвельд в ЮАР, Великая Дайка в Замбии,

Скергаардский интрузив в Гренландии и др.). В России промышленных месторождений подобного типа нет.

2. Позднемагматические (гистеромагматические) месторождения, возникшие в позднюю стадию формирования интрузивов из остаточных рудносиликатных расплавов при участии летучих компонентов. К этому типу относятся все главнейшие промышленно важные месторождения хромитовых руд.
3. Гидротермальные месторождения, образовавшиеся в результате растворения и переотложения гидротермальными растворами хромшпинелиитов и хромсодержащих порообразующих минералов гипербазитов. Хромиты такого происхождения образуют гнезда и жилы. В России месторождения этого типа неизвестны. Такой генезис имеют некоторые месторождения Индии.
4. Месторождения выветривания – элювиальные, делювиальные и прибрежно-морские встречаются редко и большого значения не имеют.

В России хромитовые месторождения и рудопроявления известны во многих районах Урала, Центральной и Восточной Сибири, на Камчатке, Чукотке, Сахалине и в ряде других мест.

Хромовые руды

В России хромовые руды представлены массивными и вкрапленными рудами, сложенными хромшпинелидами и силикатами-серпентином, хлоритами. Крупнейшее месторождение в России – Саранское (Северный Урал), в Казахстане – Кимперсайское. Богатые хромовые руды с содержанием Cr_2O_3 более 45% и менее 5% пустой породы подвергаются только дроблению и сортировке, бедные руды поступают на обогащение.

15.2. Технические требования к рудам и концентратам

Богатые хромовые руды и концентраты используются для производства ферросплавов и огнеупорных изделий. Требования, предъявляемые к богатым рудам, для ферросплавного производства и огнеупорных изделий, определяются соответствующими техническими условиями.

Руды поставляются для ферросплавного производства по пяти классам крупности: 0-10; 10-80; 80-300; 10-20 и 20-80 мм, для производства огнеупорных изделий по четырем классам: 0-10; 10-80; 80-300 и 0-300 мм (табл. 15.1).

Для хромовых концентратов требования проведены в таблице 15.

2.

Таблица 15.1

Требования к химическому составу богатых хромовых руд для ферросплавного производства и огнеупорных изделий

Показатели качества	Для ферросплавного производства			Для огнеупорных изделий	
	марка			марка	
	ДХ-I-I	ДХ-I-2	ДХ-2-0	ДХ-2-1	ДХ-2-2
Содержание, %: Cr_2O_3 не менее	50	47	52	50	47
SiO_2 , не более	7	9	6,5	8	8
FeO , не более	–	–	14	14	14
CaO , не более	–	–	1	1	1,3
P, не более	0,005	0,005	–	–	–
S, не более	0,05	0,05	–	–	–
Влаги, % не более	–	–	4	4	4
Отношение $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$, не менее	3,5	3	–	–	–

Таблица 15.2

Требования к химическому составу хромовых концентратов для ферросплавов и огнеупорных изделий

Показатели качества	Марка		
	КХД-1	КХД-2	КХД-3
Содержание, %: Cr_2O_3 не менее	48	50	50
SiO_2 , не более	8,0	7,0	7,0
S, не более	0,05	0,08	0,08
CaO , не более	0,8	0,8	0,8
P, не более	0,005	0,005	0,005
Отношение $\text{Cr}_2\text{O}_3/\text{FeO}$, не менее	3,5	3,6	3,6
Крупность, мм	100-10	10-3	3-0

15.3. Обогащение хромитовых руд. Схемы

Сегодня применяются для хромитовых руд следующие методы обогащения: рудоразборка, промывка, гравитационное обогащение, магнитная сепарация и флотация.

Схема обогащения хромовых руд приведена на рисунке 15.1.



Рис.15.1. Принципиальная схема обогащения хромовых руд

ВОПРОСЫ ДЛЯ САМОКОНТРОЛЯ

1.ТЕХНОЛОГИЯ УГЛЯ

ЛЕКЦИЯ 1

1. Что послужило исходным материалом для образования ископаемых углей?
- 2.Как образовались сапропелевые угли?
- 3.Из чего образовались гумусовые угли?
4. Какие Вы знаете петрографические ингредиенты?
5. Что такое летучие вещества?
6. Какие Вы знаете типы золы?
- 7.Какие Вы знаете вредные примеси углей?
- 8.Какие вы знаете области использования угля?
- 9.Какие Вы знаете особенности неметаллических полезных ископаемых?
- 10.Какие Вы знаете неметаллические полезные ископаемые?

ЛЕКЦИЯ 2

- 1.Какой основной метод обогащения углей?
- 2.Какие Вы знаете гравитационные процессы?
- 3.Какая максимальная крупность флотируемых зерен угля?
- 4.Какие существуют трудности флотации мелких зерен угля?
5. Какие используются собиратели для флотации угля?
- 6.Какие используются депрессоры при прямой флотации угля?
7. Какие депрессоры используются при обратной флотации угля?
- 8.На чем основан электрический метод обогащения угля?
- 9.Какой pH поддерживают для флотации угля?
- 10.На какие категории делятся угли по обогатимости?

2.ТЕХНОЛОГИЯ ГРАФИТА

ЛЕКЦИЯ 3

1. Что такое графит?
- 2.Какие Вы знаете разновидности графита?

3. В каких типах месторождений образуются руды чешуйчатых графитов?
4. В каких типах месторождений образуются руды плотнокристаллических графитов?
5. В каких областях используется графит?
6. Какие компоненты определяют качество графитовых руд?
7. Какие вы знаете примеси в графитовом концентрате?
8. Какие основные показатели качества графитовых руд и концентратов?
9. Какие Вы знаете месторождения графита?
10. Что представляют из себя метаморфические месторождения графита?

ЛЕКЦИЯ 4

1. Какие методы обогащения применяются для графитовых руд?
2. В каких случаях применяют избирательное измельчение?
3. Какой метод наиболее широко используется для обогащения чешуйчатых графитов?
4. Для какой цели используется обогащение графитовых руд?
5. Какой метод обогащения используется для скрытокристаллических руд?
6. Какие факторы влияют на флотационную активность графита?
7. Какие собиратели используются при прямой флотации графита?
8. Какие собиратели используются при обратной флотации графита?
9. Какие депрессоры используются при прямой флотации графита?
10. Какие депрессоры используются при обратной флотации графита?
11. Какие используются депрессоры на кварц?
12. Какие используются депрессоры на глинистые минералы?
13. Какие используются депрессоры на сульфидные минералы?
14. Для каких типов руд используется химическое обогащение?
15. В чем заключается термическое обогащение?

3.ТЕХНОЛОГИЯ АЛМАЗОВ

ЛЕКЦИЯ 5

1. В каких областях применяют алмазы?
2. Какие существуют разновидности алмазов?
3. Что представляет собой разновидность алмазов-карбонадо?
4. Что представляет собой разновидность алмазов-борт?

5. Что представляет собой разновидность алмазов-балас?
6. Какие известны генетические типы алмазных россыпей?
7. Какие известны типы коренных месторождений алмазов?
8. Что представляют собой кимберлиты?
9. Какие минералы входят в состав кимберлитов?
10. Какой тип месторождений алмазов преобладает в России?

ЛЕКЦИЯ 6

1. Чем отличаются подготовительные операции россыпей и кимберлитов?
2. Какую цель имеет дезинтеграция?
3. В чем заключается первичное обогащение алмазов?
4. Какие существуют методы очистки алмазов?
5. Какие наиболее часто используют методы очистки алмазов?
6. Какие из способов гравитации применяют при обогащении алмазов?
7. Какие методы обогащения наиболее распространены при обогащении алмазов?
8. На чем основана фотометрическая сепарация алмазов?
9. Для чего используется фотометрическая сепарация?
10. Какие факторы влияют на эффективность фотометрической сепарации?

ЛЕКЦИЯ 7

1. На чем основана люминесцентная сепарация алмазов?
2. Какие люминесцентные сепараторы используются для обогащения алмазов?
3. Какие факторы влияют на показатели люминесцентной сепарации алмазов?
4. Люминесценция алмазов возбуждается поглощением какого излучения?
5. На чем основана флотация алмазов?
6. Какая крупность исходного материала при пленочной флотации?
7. Какая крупность исходного материала при пенной флотации?
8. Какие реагенты применяются при пленочной сепарации алмазов?
9. Какие реагенты применяются при пенной сепарации алмазов?

ЛЕКЦИЯ 8

1. На чем основан жировой процесс?
2. Какие аппараты применяются для жирового процесса?
3. На чем основана электрическая сепарация алмазов?
4. Какие существуют способы повышения эффективности электросепарации алмазов?
5. Какие аппараты применяются для электрической сепарации алмазов?
6. На каких свойствах алмазов основана ручная сортировка?
7. На какой стадии обогащения используется ручная сортировка?
8. Какие методы используются для доводки черновых алмазных концентратов?
9. Какова степень обогащения алмазов?
10. Какие методы обогащения включает в себя современная технологическая схема российских алмазных обогатительных фабрик?

4.ТЕХНОЛОГИЯ БАРИТА

ЛЕКЦИЯ 9

1. Какой удельный вес у барита?
2. Какие у барита важнейшие свойства?
3. Какой цвет имеют чистые разновидности барита?
4. Какие вы знаете типы баритовых руд?
5. Какие вы знаете типы эндогенных месторождений барита?
6. Большая часть производства барита приходится на какие руды?
7. Каково содержание барита в массивных рудах?
8. Какие компоненты определяют качество баритовых руд?
9. Какой показатель в первую очередь определяет качество баритовых руд?
10. Какие вредные примеси в баритовом концентрате?
11. Какими методами обогащаются баритовые руды?
12. Где применяют промывочные установки?
13. Для чего используется радиометрическая сепарация баритовых руд?
14. Когда используется промывка, селективное измельчение и классификация баритовых руд?
15. Какой основной метод разрушения полезных ископаемых, помимо

дробления и измельчения?

ЛЕКЦИЯ 10

1. На чем основана дезинтеграция переотложенных полезных ископаемых?
2. Какие параметры отсадки регулируются?
3. Какие типы отсадочных машин применяются при обогащении баритовых руд?
4. Для каких типов баритовых руд применяются концентрационные столы?
5. Какие причины декрипитационного разрушения?
6. Какая операция обязательно следует за декрипитацией?
7. Какая температура при обогащении баритовых руд декрипитацией?
8. Какие реагенты используются при химическом обогащении баритовых руд?
9. Какие баритовые руды обогащаются в электрическом поле?
10. Какие реагенты используются при флотации баритовых руд?

5.ТЕХНОЛОГИЯ ТАЛЬКА

ЛЕКЦИЯ 11

1. Что представляет собой минерал тальк?
2. Как изменяется с увеличением тонины помола талька его белизна?
3. Кто является основным потребителем талька?
4. Какие имеются генетические типы месторождений талька?
5. Какое содержание талька в талькитах?
6. Какие вы знаете месторождения талька?
7. Какие методы применяются для обогащения талька?
8. Какие необходимы условия для успешной фотометрической сепарации?
9. Какой метод обогащения талька является основным?
10. Какие используются реагенты для флотации талька?

6.ТЕХНОЛОГИЯ СЛЮДЫ

ЛЕКЦИЯ 12

- 1.Какие минералы называют слюдами?
2. Какая прочность на растяжение слюды толщиной 0,02-0,05мм?
- 3.Какие вы знаете подгруппы слюды по химическому составу?
4. Какие бывают природные дефекты слюды?
5. Какие вредные примеси лимитируются в концентрате” слюда мусковит молотая электродная?
- 6.Какое содержание влаги в концентрате “слюда мусковит молотый электродный”?
- 7.Какие основные минералы слюды??
- 8.Что представляет собой промышленные залежи флогопита?
- 9.С какими минералами встречается мусковит ?
10. Какие минералы называют слюдами?

ЛЕКЦИЯ 13

1. Какие методы обогащения применяются для слюды?
- 2.В каких аппаратах осуществляется обогащение слюды по трению?
- 3.В каких аппаратах осуществляется обогащение слюды по форме?
- 4.Какие гравитационные методы обогащения применяются для обогащения слюды?
- 5.Какие гравитационные способы обогащения наиболее перспективны для обогащения слюды?
- 6.Для каких слюдяных руд применяется флотация?
7. Для обогащения какой крупности материала используется пенная сепарация?
8. Какой используется собиратель на слюду?
- 9.Какой применяется активатор на слюду?
- 10.Какие показатели необходимо знать для выбора схемы обогащения слюды?

7.ТЕХНОЛОГИЯ АСБЕСТА

ЛЕКЦИЯ 14

- 1.Какие минералы называют асбестом?
- 2.Какие вы знаете группы асбеста?
- 3.Какие свойства асбестовых минералов определяют их промышленную ценность?
- 4.Какие минералы входят в группу амфибол-асбеста?
- 5.Какая примесь оказывает наиболее отрицательное воздействие на физико-химические свойства хризотил-асбеста?
- 6.Какое оптимальное соотношение MgO/SiO_2 в хризотил-асбесте?
- 7.Какое оптимальное содержание высокотемпературной воды в хризотил-асбесте?
- 8.Какие вы знаете месторождения хризотил-асбеста?
- 9.Какова мощность сложных отороченных жил?
- 10.Каковы требования к обогащению асбеста?
- 11.Какова суть обогащения методом отсасывания?

ЛЕКЦИЯ 15

- 1.Какие методы применяются для обогащения асбеста?
- 2.Что понимается под скоростью витания?
- 3.Как происходит обогащение в центробежном сепараторе?
- 4.Какие силы действуют на частицу в центробежном сепараторе?
- 5.Какие факторы влияют на угол отклонения от горизонта в центробежном сепараторе?
- 6.В результате чего свободное волокно в центробежном сепараторе выделяется в отдельный продукт?
- 7.В результате чего свободное волокно в пневматическом сепараторе выделяется из рудного потока?
- 8.На чем основано обогащение асбеста на наклонных плоскостях?
- 9.Какой коэффициент трения асбестового волокна по железу?
- 10.На чем основан вибрационный способ обогащения асбеста?

8.ТЕХНОЛОГИЯ АПАТИТА

ЛЕКЦИЯ 16.

- 1.Какие руды относятся к горно-химическому сырью?
- 2.Какие существуют аллотропные модификации фосфора?
- 3.В каких областях используется фосфор?
- 4.В каких областях используется желтый фосфор?
- 5.На чем основано производство термической и фосфорной кислоты?
- 6.В какой области используется более 90% добываемых апатитовых руд?
- 7.Какой главный породообразующий минерал, входящий в состав силикатных апатитовых руд?
- 8.Какие основные минералы входят в состав карбонатных апатитовых руд?
- 9.Какой полезный компонент определяет качество фосфатных руд?
- 10.Какие реагенты используются при обогащении апатитовых руд?

ЛЕКЦИЯ 17

- 1.Какие способы гравитации используются для обогащения апатитовых руд?
- 2.Какой метод является основным методом обогащения апатитовых руд?
- 3.Какие руды обогащаются методом обжига?
- 4.Какое количество воды можно подавать для гашения?
- 5.Какая температура обычно поддерживается при гашении водой?
- 6.Какие вещества могут использоваться для гашения вместо воды?
- 7.Какие операции помимо обжига используются в способе << обжиг с последующем гашением водой>>?
- 8.Какие продукты получают при обжиге доломита?
- 9.Какие продукты получают при обжиге доломита?
- 10.Какие радиометрические методы применяются при обогащении апатитовых руд?

9.ТЕХНОЛОГИЯ ФОСФОРИТОВ

ЛЕКЦИЯ 18

- 1.Какие минералы входят в фосфориты?
- 2.Что представляют собой фосфориты?
- 3.Какие бывают примеси в фосфоритах?
- 4.Какие Вы знаете типы фосфоритовых месторождений?
- 5.Какие существуют подтипы осадочных фосфоритов?
- 6.Какие существуют подтипы платформенных и геосинклинальных месторождений?
7. Какие существуют типы руд фосфоритов?
- 8.Какой главный геолого-промышленный тип фосфоритов?
- 9.Какие доминирующие способы обогащения фосфоритов?
- 10.Какой из радиометрических методов больше всего применяется для обогащения фосфоритов?

ЛЕКЦИЯ 19

- 1.Какие реагенты-собиратели используется при флотогравитации фосфоритов?
2. Какие реагенты-собиратели используется при флотации кремнистых фосфоритов?
3. Какие реагенты-депрессоры используется при флотации кремнистых фосфоритов?
4. Какие реагенты-собиратели используется при флотации карбонатных фосфоритов?
5. Какие реагенты-депрессоры используется при флотации карбонатных фосфоритов?
- 6.Какие проблемы при обогащении карбонатных фосфоритов?
- 7.Какие продукты получают при обжиге доломита?
- 8.Какие регуляторы pH используются при флотации фосфоритов?
- 9.Какие применяются способы повышения эффективности электрической сепарации?
- 10.Какие применяются способы гравитационного обогащения?

10.ТЕХНОЛОГИЯ КАЛИЙНЫХ РУД

ЛЕКЦИЯ 20

- 1.В каких областях применяется калий и его соединения?
- 2.В какой области используется более 90% добываемого калия?
- 3.Кто является мировым лидером по добыче калийных солей?
- 4.Какая страна обладает наибольшими запасами калийных руд?
- 5.Какие полезные ископаемые входят в сильвинитовую породу?
- 6.Какие минералы входят в карналитовую породу?
- 7.Какой основной метод обогащения калийных руд?
- 8.Какие методы радиометрической сепарации применяются при обогащении калийных руд?
- 9.Какая температура поддерживается при термическом методе обогащения калийных руд?
- 10.Какие применяются гравитационные способы обогащения калийных руд?

ЛЕКЦИЯ 21

- 1.Какова последовательность операций при «холодном разложении карналита»?
- 2.Какова последовательность операций при «холодном разложении» лангбейнитовой руды?
- 3.Какие существуют способы повышения эффективности химического метода?
- 4.Какие особенности флотации калийных солей?
- 5.Какой фактор определяет флотируемость минералов калийных руд?
- 6.Основная особенность флотации калийных руд ?
- 7.Какой собиратель используется при флотации шламов калийных руд?
- 8.Какой реагент-депрессор используется для сильвиновой флотации?
9. Какие регуляторы pH пульпы используется при флотации калийных руд ?
- 10.Какие реагенты используются при электрической сепарации калийных руд?

11.ТЕХНОЛОГИЯ СЕРЫ

ЛЕКЦИЯ 22

- 1.Какие соединения серы Вы знаете и их применение в народном хозяйстве?
- 2.Какие виды серы встречаются в природе?
- 3.В каких областях применяется сера?
4. На какие типы делятся генетические месторождения самородной серы?
- 5.Какие могут присутствовать вредные примеси в рудах серы?
- 6.Какие методы используются для обогащения серосодержащего сырья?
- 7.Какие реагенты могут применяться для флотации самородной серы?
- 8.Какое значение может достигать положительный потенциал при электрическом обогащении самородной серы?
9. В чем заключается термический метод обогащения руд самородной серы?
- 10.Для чего используется подземная и автоклавная выплавка серы?

12.ТЕХНОЛОГИЯ ЗОЛОТА

ЛЕКЦИЯ 23

- 1.Какое состояние минерально-сырьевой базы и рынка золота?
- 2.На какие типы делятся месторождения золота?
- 3.На какие типы делятся коренные месторождения золота?
4. На какие типы делятся эндогенные месторождения золота?
- 5.На какие типы месторождений золота делятся россыпи?
- 6.В связи с какими процессами произошло образование эндогенных месторождений?
- 7.Как образовались пегматитовые месторождения?
- 8 Как образовались гидротермальные месторождения?
- 9.Как возник магматический тип месторождений?
- 10.Какими процессами созданы экзогенные месторождения?

ЛЕКЦИЯ 24

1. Что представляют из себя россыпи?
2. Как образовались элювиальные месторождения?
3. Как образовались делювиальные месторождения?
4. Как образовались алювиальные месторождения?
5. На какие типы делятся руды золота?
6. На какие типы делятся коренные руды золота?
7. На какие типы делятся первичные руды золота?
8. Какое содержание сульфидов в первичных или золото-кварцевых рудах?
9. Чем характеризуются золото-сульфидные руды?
10. Чем характеризуются золото-медные руды?

ЛЕКЦИЯ 25

1. Можно ли понятие «плавучее золото» использовать для характеристики золота по крупности?
2. На какие типы делятся россыпи в зависимости от крупности золота?
3. Какую крупность имеет основное количество золота в промышленных россыпях?
4. Что понимается под промывистостью песков?
5. От чего зависит промывистость песков?
6. На какие группы делятся гидросиликатные минералы?
7. Как классифицируются гидросиликатные минералы?
8. Что понимается под пластичностью глин?
9. Что понимается под размоканием?
10. От чего зависит гранулометрический состав глин?

ЛЕКЦИЯ 26

1. От чего зависит эффективность дезинтеграции песков?
2. На какие типы делятся пески по обогатимости?
3. Какие используются методы извлечения золота из золотосодержащих песков?
4. Какие используются гравитационные способы извлечения золота из золотосодержащих песков?

5. Какие улавливающие покрытия используются при обогащении золота на шлюзах?
6. Какие отсадочные машины наиболее часто используются для обогащения золота?
7. Что является необходимым условием успешной отсадки?
8. Чем объясняется более успешное применение отсадки по сравнению с шлюзами?
9. От каких параметров зависят показатели обогащения на отсадочных машинах?
10. При разработке каких россыпей применение в схемах обогащения отсадочных машин в настоящее время технологически и экономически целесообразно?

ЛЕКЦИЯ 27

1. Чем определяется процесс обогащения на винтовом сепараторе?
2. В чем преимущество винтовых сепараторов по сравнению с отсадочными машинами?
3. Какие недостатки у винтовых сепараторов (сравнительно с отсадочными машинами)?
4. Какой граничный размер зерен золота, извлекаемого на концентрационных столах (на основании исследований Иргиредмета и ЦНИГРИ)?
5. Для чего используются короткоконусные гидроциклоны?
6. Какие существуют способы усовершенствования подготовки материала к флотации золота?
7. Какие вещества добавляют для депрессии первичных илов?
8. Определяют ли крупность частиц золота и их форма поведение их при флотации?
9. При каком рН флотируется золото?
10. Какие реагенты применяют при флотации золота?

ЛЕКЦИЯ 28

1. Для каких продуктов применяется цианирование?
2. Какие реагенты используют при цианировании?
3. Как можно сократить время перемешивания при цианировании?
4. Какие испытываются нетоксичные или менее токсичные чем цианид, реагенты для выщелачивания золота?

5. Могут ли бактериальные культуры ускорить процесс выщелачивания золота?
6. Что представляет из себя процесс <<Масляная агломерация>>?
7. В каких операциях применяется магнитная сепарация?
8. Что представляет из себя магнитный концентрационный стол?
9. Каковы возможности применения МГД - и МГС – сепарации для обогащения золотосодержащих продуктов?
10. Какие основные операции в схеме обогащения глинистых песков?

ЛЕКЦИЯ 29

1. Что является одним из основных направлений совершенствования рудоподготовки на золотоизвлекательных фабриках?
2. Что считается одной из значительных проблем рудоподготовки?
3. Какие основные методы извлечения золота из коренных руд?
4. Какие виды выщелачивания используются при извлечении золота из коренных руд?
5. В чём заключается выщелачивание с предварительным окислением?
6. Что представляет из себя кучное выщелачивание?
7. Какие собиратели используются для флотации золота?
8. В присутствии каких реагентов нередко осуществляется флотация свободного золота?
9. Какие причины подавляющей способности щелочей?
10. От чего в первую очередь зависят схемы и режимы флотации золотых руд?

ЛЕКЦИЯ 30

1. Какие вы знаете золотоизвлекательные фабрики Красноярского края?
2. На каких типах руд работают Олимпиадинские ЗИФ?
3. Какие руды перерабатывает Советская ЗИФ?
4. Какие руды перерабатывают фабрики Васильевского рудника?
5. За счет чего можно повысить эффективность флотационных циклов на Советской и Олимпиадинской ЗИФ?
6. За счет чего возможно повышение эффективности гравитационных циклов ЗИФ?

7. Какие внедряются на золотоизвлекательных фабриках Красноярского края экологически безопасные технологии доводки флото- и гравеоконцентратов?

8. Какие вы знаете методы предварительного обогащения золотосодержащих руд?

9. Когда реализуют технологию на основе рудосортировочных комплексов (РСК)?

10. Какие используются промывочные установки для промывки золотоносных песков?

13.ТЕХНОЛОГИЯ ЖЕЛЕЗНЫХ РУД

ЛЕКЦИЯ 31

1. На какие генетические типы делятся железорудные месторождения?

2. Какие типы выделяются среди магматогенных месторождений?

3. Какие типы выделяются среди экзогенных месторождений?

4. Какие железорудные месторождения относятся к метаморфизованным месторождениям?

5. Какие основные типы промышленных руд?

6. Какие основные минералы входят в титаномагнетитовые руды?

7. Какие основные минералы входят в состав магнетитовых руд?

8. Чем определяются требования к железным концентратам?

9. Какими методами обогащаются гематитовые руды?

10. Какими методами обогащаются сидеритовые руды?

14.ТЕХНОЛОГИЯ МАРГАНЦЕВЫХ РУД

ЛЕКЦИЯ 32

1. На какие генетические типы делятся месторождения марганцевых руд?

2. На какие типы делятся осадочные месторождения марганцевых руд?

3. На какие типы делятся магматогенные месторождения марганцевых руд?
4. На какие типы делятся месторождения коры выветривания?
5. Какой тип марганцевых руд является основным?
6. Какие минералы входят в состав псиломелан-пирролюзитовых руд?
7. Какие минералы входят в состав карбонатных руд?
8. В каких бассейнах сосредоточены основные запасы марганцевых руд?
9. Какие основные показатели качества марганцевых руд и концентратов?
10. На что влияет повышение содержания марганца в концентрате на 1%?

ЛЕКЦИЯ 33

1. Какие методы применяются для обогащения марганцевых руд?
2. В каких случаях для обогащения марганцевых руд используют рудо-разборку?
3. Когда для марганцевых руд используют промывку?
4. В каких случаях для обогащения марганцевых руд используют гравитационные методы?
5. На каких операциях обычно ставится магнитная сепарация?
6. Часто ли при обогащении марганцевых руд используется флотация?
7. Какие реагенты применяются при флотации марганцевых руд?
8. Какие собиратели используются при флотации марганцевых руд?
9. Какие депрессоры используются при флотации марганцевых руд?
10. При каком pH ведут флотацию марганцевых руд?

14. ТЕХНОЛОГИЯ ХРОМОВЫХ РУД

ЛЕКЦИЯ 34

1. Какие вы знаете типы месторождений хромовых руд?
2. Какой из хромсодержащих минералов служит единственным источником металлического хрома и продуктов его химических соединений?
3. Что обозначают собирательным термином «хромит»?
4. Какие существуют генетические типы хромитовых месторождений?
5. Какое крупное месторождение хромитов в России?

6. Какими типами в России представлены хромитовые руды?
7. Какие требования предъявляются к богатым рудам для ферросплавного производства и огнеупорных изделий?
8. Какие методы применяются для обогащения хромовых руд?
9. С каким содержанием Cr_2O_3 и пустой породы хромитовые руды подвергаются только дроблению и сортировке?
10. Какие реагенты применяются при флотации хромитовых руд?

БИБЛИОГРАФИЧЕСКИЙ СПИСОК

1. USGS. Mineral Commodity Summaries 1997–2002 [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/mcs/>
2. USGS. Minerals Yearbook 1995–2005 [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://minerals.usgs.gov/minerals/pubs/myb.html>
3. Государственный доклад «О состоянии и использовании минерально-сырьевых ресурсов Российской Федерации в 2002 году» [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://www.priroda.ru/lib/detail.php?ID=5548>
4. ИАЦ «Минерал». Конъюнктура мировых рынков минерального сырья, 2000. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: <http://www.mineral.ru/Chapters/Production/Issues/43/IssueFiles.html>
5. Росинформуголь // Зарубежные новости. 2007. Январь. Вып. 195. [Электронный ресурс]. – Режим доступа : <http://mkt.rosugol.ru>.
6. Industrial Minerals. 2006. # 466. [Электронный ресурс]. – Режим доступа: http://www.ucm.es/BUCM/compludoc/W/10608/00198544_1.htm
7. Бюллетень иностранной коммерческой информации (БИКИ). 2007. № 28. С. 1–8.
8. Gluckauf. 2007. № 1. С. 28–39.
9. **Еремин, Н. И.** Неметаллические полезные ископаемые [Текст] / Н. И. Еремин. М. : МГУ, 2004.
10. **Абрамов, А. А.** Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых [Текст] / А. А. Абрамов. – М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2004. Т. 2. 510 с.
11. Конъюнктура мировых рынков минерального сырья. ИАЦ «Минерал», 2000. <http://www.mineral.ru/Chapters/Production/Issues/43/IssueFiles.html>.
12. **Брагина, В. И.** Фосфатные руды Красноярского края [Текст] / В. И. Брагина, В. Е. Кисляков // Минерально-сырьевая база, технологии обогащения. Красноярск : ГУЦМиЗ, 2006. 387 с.
13. **Брагина, В. И.** Обогащение фосфатно-редкометалльных руд [Текст] / В. И. Брагина, В. И. Брагин // Красноярск : ГАЦМиЗ, 2002. 126 с.
14. **Авдохин, В. М.** Основы обогащения полезных ископаемых. Обоганительные процессы [Текст] / В. М. Авдохин. М. : МГУ, 2006. Т. 1. 352 с.
15. **Брагина, В. И.** Обогащение и комплексное использование фосфатных и фосфатно-редкометалльных руд Восточной Сибири [Текст] / В. И. Брагина, В. И. Брагин. Красноярск : ГАЦМиЗ, 1996. 401 с.

16. Мухина, Т. Н. Применение высокомолекулярных сульфонов при комплексном обогащении апатито-нефелиновых руд [Текст] / Т. Н. Мухина, Ю. Е. Брыляков // Экологические проблемы и новые технологии комплексной переработки минерального сырья : матер. междунар. совещ. Плаксин. чтения – 2002 (Чита, 16–19 сент. 2002). Чита, 2002. С. 118–119.

17. . О состоянии минерально- сырьевой базы Российской Федерации. 2003.

<http://www.mineral.ru/Chapters/Production/Issues/35/IssueFiles.html>

18. Рябов, Ю. В. Технология обогащения карбонатсодержащих зернистых фосфоритов [Текст] / Ю. В. Рябов, В. И. Жаворонок, Г. А. Насер // Развитие идей И. Н. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии : тез. докл. юбил. Плаксин. чтений. М., 2000. С. 151–152.

19. Чижевский, В. Б. Флотуемость окисленного графита [Текст]/ В. Б. Чижевский // Комплекс. использ. минер. сырья. 1987. № 5. С. 20–23.

20. Брагина, В. И. Совершенствование технологии обогащения фосфатных руд Татарского месторождения [Текст] / В. И. Брагина, М. Л. Свиридова, С. В. Ромашков // Современ. технологии освоения минерал. ресурсов : сб. Красноярск, 2005. С. 294–299.

21. Богйдаев, С. А. Эффективные реагенты – собиратели для флотации несulfидных руд [Текст] / С. А. Богйдаев, М. Б. Руденко // Материалы международного совещания. 2004. С. 199–200.

22. Чижевский, В. Б. Влияние термообработки на флотуемость графита с различной степенью окисления поверхности [Текст] / В. Б. Чижевский // Комплекс. использ. минер. сырья. 1989. № 1. С. 22–24.

23. Геолого-технологическая оценка минерально-сырьевой базы фосфатного сырья и разработка предложений по организации производства фосфатных удобрений : отчет о НИР ГУП СибНИИГиМ; рук. Л. Р. Мухина; исполн. В. И. Брагин. Красноярск, 2000–2001 гг. 280 с. Кн. 2.

24. Месеняшин, А. И. Зарядка частиц в электростатических полях сепараторов [Текст] / А. И. Месеняшин // Обогащение руд. 2001. № 2. С. 23–25.

25. Месеняшин, А. И. Разделение частиц в турбулентном электростатическом сепараторе [Текст] / А. И. Месеняшин // Обогащение руд. 2002. № 5. С. 27–33.

26. Чантурия, В. А. Повышение эффективности флотации на основе использования энергетических воздействий [Текст] / В. А. Чанту-

рия, А. А. Лавриненко, Г. Д. Краснов // Горн. журнал. 2006. № 10. С. 48–52.

27. Вайсберг, Л. А. Новое поколение высокоэффективных грохотов для сыпучих материалов и пульпы [Текст] / Л. А. Вайсберг, А. Н. Коровников, В. А. Трофимов // Обогащение руд. 2001. № 5. С. 25–28.

28. Чантурия, В. А. Новые флотационные процессы и оборудование для разделения тонкодисперсных компонентов на основе использования энергетических воздействий [Текст] / В. А. Чантурия, А. А. Лавриненко, Г. Д. Краснов // Анализ состояния и развития Байкальской природной территории. Минерально-сырьевой комплекс: сб. науч. тр. – Улан-Удэ : БНЦ СО РАН.

29. Абрамов, А. А. Теоретическое обоснование оптимальных значений концентрации собирателя и pH пульпы при флотации несulfидных минералов [Текст] / А. А. Абрамов, Д. В. Магазаник // Физ.-тех. пробл. разр. полез. ископаемых. 2006. № 2. С. 89–99.

30. Верхотуров, М. В. Обогащение алмазов [Текст] / М. В. Верхотуров; ГАЦМиЗ. Красноярск, 1995. 128 с.

31. Абрамов, А. А. Переработка, обогащение и комплексное использование твердых полезных ископаемых. Обогащительные процессы и аппараты [Текст] / А. А. Абрамов. М. : Изд-во Моск. гос. горн. ун-та, 2001. Т. 1. 469 с.

32. Месеняшин, А. В. Электростатическая сепарация минерального и техногенного сырья [Текст] / А. В. Месеняшин, И. М. Кравец, Н. А. Логачева // Обогащение руд. – 2005. – № 6. – С. 23–27, 48–53.

33. Верхотуров, М. В. К возможностям гравитационного обогащения [Текст] / М. В. Верхотуров, Д. А. Гольсман // Прогрессив. методы обогащения и техн. глубокой переработки руд цвет., редких и платин. металлов : сб. науч. тр. Красноярск, 2006. С. 92–93.

34. Gurpinar, G. Effect of ultrasonic treatment on flotation calcite, barite and quartz / G. Gurpinar, E. Sonmez, V. Bozkurt // 9 International Mineral Processing Symposium, Cappadocia. Extended Abstracts. Ankara. – 2002. – P. 116–118.

35. Особенности комплексной переработки апатито-нефелиновых руд Хибин [Текст] / Т. Н. Мухина, Ю. Е. Брыляков, А. Ш. Гершенкоп [и др.] // Тез. докл. III конгресса обогатителей стран СНГ (Москва, 20–23 марта 2001). М., 2001. С. 131–132.

36. Брагина, В. И. К вопросу разработки технологии флотации вторичных фосфатных руд [Текст] / В. И. Брагина // Современные технологии освоения минеральных ресурсов : сб. науч. тр. Красноярск, 2004. С. 340–344.

37. Гольсман, Д. А. Маятниковый шлюз для обогащения тяжелых минералов [Текст] / Д. А. Гольсман // Совершенств. технологий пр-ва цвет. металлов: сб. науч. тр. – Красноярск, 2005. С. 76–77.

38. Использование оксизтилированных Р-алкилфенолов в качестве реагентов-регуляторов при флотации апатита [Текст] / Ю. Е. Брыляков, М. Е. Быков, М. А. Кострова [и др.] // Горный журнал, 2004. № 8. С. 109–111, 148.

39. Брыляков, Ю. Е. Испытания колонной флотомашин для обогащения апатит-нефелиновых руд [Текст] / Ю. Е. Брыляков, М. Е. Быков, В. В. Черепко // Горный журнал, 2004. № 3. С. 71–72, 92.

40. Ершов, В. И. Возможности фотометрической сепарации пиритсодержащих баритовых руд [Текст] / В. И. Ершов // Цветные металлы. 1992. № 7. С. 70–72.

41. Тянь, В. Д. Комплексное использование баритовых руд Жайремского месторождения [Текст] / В. Д. Тянь // Комплекс. использ. минер. сырья. 1992. № 6. С. 39–45.

42. Вайсберг, А. Н. Тонкое грохочение как альтернатива гидравлической классификации по крупности [Текст] / А. Н. Вайсберг, А. Н. Коровников // Обогащение руд. 2004. № 3. С. 23–34.

43. Богданович, А. В. Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков тонковкрапленных руд [Текст] / А. В. Богданович, К. В. Федотов // Горный журнал. 2007. № 2. С. 51–57.

44. Гагниядзе, Ц. М. К вопросу переработки флотационного концентрата хвостов барит-полиметаллической руды [Текст] / Ц. М. Гагниядзе, М. Г. Мампория, Т. М. Адамия // Прогрессивные методы обогащ. и технологии глубокой перераб. руд цвет., редких и платин. металлов: сб. науч. тр. Красноярск, 2006. С. 87–88.

45. Брагина, В. И. Обогащение нерудных полезных ископаемых [Текст] / В. И. Брагина, В. И. Брагин; ГАЦМиЗ. Красноярск, 1995. 192 с.

46. Брагина, В. И. Технология обогащения горно-химического сырья [Текст] / В. И. Брагина, В. И. Брагин; ГАЦМиЗ. Красноярск, 1995. 195 с.

47. Лагов, Б. С. Система информационной рудоподготовки на базе радиометрических процессов – путь в XXI век [Текст] / Б. С. Лагов // Развитие идей И.М. Плаксина в области обогащения полезных ископаемых и гидрометаллургии: тез. докл. юбил. плаксинских чтений (10–14 октября 2000 г.). М.: 2000. С. 82–84.

48. Богданович, А. В. Основные тенденции развития техники и технологии гравитационного обогащения песков тонковкрапленных руд

[Текст]/ А. В. Богданович, К. В. Федотов // Горный журнал. 2007. № 2. С. 51–57.

49. Опыт эксплуатации пневматической пульсационной флотационной машины [Текст] / Г. Д. Краснов, А. А. Лавриненко, А. А. Чистяков [и др.] // Тез. докл. III конгресса обогатителей стран СНГ (Москва, 20–23 марта 2001 г.). М., 2001. С. 128.

50. Использование диоксида серы бедных газов при гидрометаллургической переработке металлов [Текст] / А. Г. Китай, В. И. Волков, С. И. Ройтберг [и др.] // Комбинированные малоотходные процессы комплексной переработки труднообогатимых руд и продуктов тяжелых цветных металлов : сб. М., 1990.

51. Молошаг, В. П. Энаргитсодержащие парагенезисы колчеданных месторождений Урала [Текст] / В. П. Молошаг, Т. Я. Гуляева, С. В. Колотов // Уральский геологический журнал. 1998. № 5. С. 15–21.

52. Попов В.В., Сифонов Ю.Г. Проблемы развития и использования МСБ России [Текст] /В.В.Попов,Ю.Г.Сифонов ИГЕМ РАН Москва, 2003.

53. Сердюк С.С., Ояберь В.К., Землянский С.А., Антипова Т.А. Прогнозно-металлогеническая оценка золотоносности Восточно-Саянской провинции [Текст] / С.С. Сердюк // Золотоносные коры выветривания Сибири: сб. науч. тр. КНИИГИМС. Красноярск, 2002. С. 42 - 44.

54. Режим доступа: <http://uralgold.ru/news/611.htm>

55. Алгебраистова Н.К., Рюмин А.И., Сазонов А.М. О некоторых направлениях исследований золотосодержащего сырья [Текст] / Биотехнология и выщелачивание золота из золотосодержащих руд. Материалы первого международного симпозиума (8-10 октября 1997 г.) Красноярск.

56. Алгебраистова Н.К., Алексеева Е.А., Коляго Е.К. Разработка технологии извлечения золота из лежалых хвостов Артёмовской ЗИФ [Текст] / Н. К. Алгебраистова, Е. А. Алексеева, Е. К. Коляго // Вестник Кузбасского государственного технического университета, 1999. №6.-С. 63-70.

57. Ю.А. Котляр, М.А. Меретуков Металлургия благородных металлов. [Текст]: Учебное пособие //М.: АСМИ. 2002. 466 с.

58. Митин Л.А. Повышение эффективности добычи золота в России [Текст] /Л.А.Митин //Золотопромышленность России–96. Материалы евроазиатской выставки 13-16 февраля 1996,Новосибирск .с24.

59. Минеев Г.Г., Панченко А.Ф. Растворители золота и серебра в гидрометаллургии [Текст] /Г. Г. Минеев, А. Ф. Панченко // 1994.

241с.

60. Разработка методики опoискования месторождений с мелким и тонким золотом (Отчет по НИР). : Центр по реализации программ по экологии и природопользованию Красноярского края, КГАЦМиЗ, 1999, 183 с.

61. Богданов О.С. Справочник по обогащению руд. Обогачительные фабрики [Текст]: ч 3 / Гл. ред. О.С. Богданов. М.: Недра, 1984.358с.